ENCYCLOPÉDIE
CHIMIQUE

PUBLIÉE SOUS LA DIRECTION DE

M. FREMY

Membre de l'Institut, professeur à l'École polytechnique, directeur du Muséum
Membre du Conseil supérieur de l'instruction publique

PAR UNE RÉUNION

D'ANCIENS ÉLÈVES DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, DE PROFESSEURS ET D'INDUSTRIELS

ET NOTAMMENT DE

MM. ARSON et AUDOUIN, ing. en chef des travaux chim. à la Compagnie parisienne du gaz
H. BECQUEREL, répétiteur à l'Ecole polytechnique; BERTHELOT, sénateur, membre de l'Institut
BOUILLET, ing. dir. de la maison Christophle; M. BOURGEOIS, prép. du cours de chimie organique au Muséum
BOURGOIN, profes. à l'École de pharm.; BOUTAN, ingén. des Mines; CAMUS, directeur de la Compagnie du gaz
Ad. CARNOT, directeur des études de l'Ecole des mines; CHASTAING, pharmacien en chef de la Pitié
CLÈVE, prof. à l'Université d'Upsal; Ch. CLOEZ, répétit. à l'École polyt.; CUMENGE, ing. en chef des mines
CURIE (J.), maître de conférences à la Faculté des sciences de Montpellier; DEBIZE, ingénieur des manuf. de l'État
DEBRAY, membre de l'Institut; DECAUX, directeur des teintures des manuf. de l'État; DEHÉRAIN, prof. au Muséum
DITTE, professeur à la Faculté des sciences de Caen; DUBREUIL, président de la chambre de commerce à Limoges
DUCLAUX, prof. à l'Instit. agronom.; DUPRÉ, s.-dir. du labor. municipal; DUQUESNAY, ing. des manuf. de l'État
EUVERTE, directeur des forges de Terre-Noire; De FORCRAND, docteur ès-sciences; FUCHS, ing. en chef des Mines
GAUDIN, ancien élève de l'Ecole polytechnique, prof. de chimie; GIRARD, directeur du laboratoire municipal
L. GRUNER, inspecteur général des mines; GUNTZ, docteur ès-sciences
HENRIVAUX, direct. de la manuf. des glaces de St-Gobain; HERSEL, ingénieur civil des Mines
JOANNIS, docteur ès-sciences; JOLY, maître de conférences à la Sorbonne
JOULIE, pharmacien en chef de l'hospice Dubois; JUNGFLEISCH, professeur à l'École de pharmacie
KOLB, administrateur de la Société des manufactures des produits chimiques du Nord
LEIDIÉ, pharm. en chef de l'hôpital Necker; LEMOINE, ing. en ch. des ponts et chaussées, répétit. à l'École polytechnique
LODIN, ing. des mines; MALLARD, prof. à l'École des mines; MARGOTTET, prof. à la Faculté des sciences de Dijon
MARGUERITTE, prés. du conseil d'admin. de la compagnie paris. du gaz; MARGUIN, anc. élève de l'École polyt.
MATHEY, dir. des houillères de Blanzy; MEUNIER (Stanislas), aide natur. au Muséum; MOISSAN, agrégé à l'Éc. de pharm.
MOUTIER, examinateur de sortie à l'École polytechnique
MUNTZ, dir. des travaux pratiques de Chimie au cons. des Arts-et-Métiers; NIVOIT, profes. à l'École des ponts et chaussées
ODENT, anc. élève de l'École polytechnique; OGIER, dir. du laboratoire de toxicologie à la préfecture de police
PABST, chimiste principal au laboratoire municipal; PARMENTIER, profes. de la Faculté des sciences de Montpellier
PÉCHINEY, directeur des usines de produits chim. du midi; PERSOZ fils, directeur de la condition des soies
POMMIER, industriel; PORTES, pharm. en chef de l'hôpital de Lourcine; PRUNIER, prof. à l'École de pharmacie
RIBAN, directeur du laboratoire de la Sorbonne; ROSWAG, ingénieur civil des Mines
ROUSSEAU, s.-dir. du laboratoire de chimie de la Sorbonne; SABATIER, prof. à la Faculté des sciences de Toulouse
SARRAU, professeur à l'École polytechnique; SCHLAGDENHAUFEN, prof. à la Faculté de médecine de Nancy
SCHLŒSING, prof. au Conservatoire des arts et métiers; SOREL, anc. ingén. des manuf. de l'État
TERREIL, aide naturaliste au Muséum; TERQUEM, professeur à la Faculté de Lille;
URBAIN, répétiteur à l'École centrale des arts et manufactures; VERNEUIL, professeur de chimie
VIEILLE, ing. des poudres et salpêtres; VILLIERS, agrégé à l'École de pharm.; VINCENT, prof. à l'École centrale;
VIOLLE, prof. à la Faculté des sciences de Lyon; WELDON, membre de la Société royale de Londres, etc.

TOME V. — APPLICATIONS DE CHIMIE INORGANIQUE

2e SECTION. — **INDUSTRIES CHIMIQUES**

2e PARTIE. — **MÉTALLURGIE**

7e Cahier

Métallurgie de l'argent

Par M. C. ROSWAG, Ingénieur civil des Mines

PARIS

Vve CH. DUNOD, ÉDITEUR

LIBRAIRE DES CORPS NATIONAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES, DES CHEMINS DE FER
DES MINES ET DES TÉLÉGRAPHES

49, Quai des Augustins, 49

1885

MÉTALLURGIE DE L'ARGENT

(MATIÈRES NON PLOMBEUSES ET NON CUIVREUSES)

Par M. C^t ROSWAG

Ingénieur civil des mines.

PRÉLIMINAIRES.

1. La plus grande portion de l'argent métallique existant sur nos continents provient aujourd'hui de l'extraction des *plombs argentifères*, — soit que les minerais d'argent proprement dits, les minerais plombeux argentifères et les minerais cuivreux argentifères, aient cédé leur argent, par simple imbibition ou par contact, au *plomb*, qui sert alors de dissolvant, — soit qu'ils aient été forcés de céder leur argent au plomb, par suite d'une liquéfaction à haute température de la masse, fondue en présence du plomb ajouté sous forme de minerai, de matières plombeuses d'usine ou même de métal grenaillé. L'argent à l'état de métal disparaît dans le plomb, aussitôt que la température dépasse 400°. Il y a donc à envisager le double cas du traitement des matières argentifères par le *plomb*, soit par *contact* soit par *fusion*.

Toutefois nous ne ferons qu'indiquer en passant le traitement métallurgique des *minerais de plomb argentifères* et celui des *minerais de cuivre argentifères*, parce que le lecteur trouvera les descriptions détaillées des méthodes suivies, pour les premiers, dans la *Métallurgie du Plomb* et, pour les seconds, dans la *Métallurgie de la Désargentation du cuivre;* nous ne nous occuperons par suite dans cette étude que des minerais d'*argent proprement dits*, contenant des quantités peu importantes de plomb et de cuivre. Les minerais d'argent qui contiennent beaucoup de zinc (blendes riches) rentrent également, presque toujours, dans l'une des deux classes précédentes de minerais plombeux ou cuivreux; car, dans la plupart des cas, ils sont accompagnés de plomb ou de cuivre, souvent des deux. Quand ces deux métaux sont absents, ils rentrent dans la catégorie des minerais de zinc proprement dits et leur traitement trouve alors sa place dans la *Métallurgie du zinc.*

Nous ne nous en occuperons par suite ici que lorsqu'ils constituent des minerais d'argent légèrement zingueux.

Les Allemands désignent par le nom expressif de *Dürrerze, minerais maigres,* toute la série des minerais d'argent à basse teneur en métal fin, ne contenant que des quantités insignifiantes de plomb (au-dessous de 6 à 8 pour 100) et de cuivre (au-dessous 1 1/2 pour 100) : pour la simplicité du langage, nous adopterons cette expression de Dürrerze ou *minerais maigres,* à peu près courante aujourd'hui dans les usines.

2. Le second dissolvant de l'argent, employé en métallurgie, plus récemment, est le *mercure*. Le mercure, liquide à la température ordinaire, agit sur l'argent métallique (et l'or également), par simple contact, dans des circonstances données. Il suffit généralement que l'argent à l'état métallique, soit entouré et plongé dans le bain mercuriel, pour que la dissolution s'opère : la chaleur, l'électricité et certains réactifs (le sodium métallique entre autres) aident et facilitent cette incorporation.

Le résultat de l'opération est un alliage d'argent et de mercure, qu'on désigne sous le nom d'origine grecque, suivant les uns, arabe suivant les autres, d'*amalgame;* il se sépare facilement en ses deux éléments par simple application de la chaleur (à 345°).

La moins grande portion de l'argent existant sur le globe est produite de cette manière, dite méthode d'amalgamation; mais elle ne laisse pas que d'être fort importante encore aujourd'hui et elle a produit, lors de son apparition, par la simplicité et la rapidité de ses manipulations, une révolution considérable dans le prix de l'argent. Comme elle ne peut s'appliquer bien que lorsque le plomb et le cuivre sont à peu près absents dans les minerais, elle revêt un caractère moins général que la méthode au plomb; l'arsenic, l'antimoine, etc., donnent également lieu à des difficultés de fabrication, sur lesquelles nous aurons occasion d'insister, lorsque nous décrirons le travail d'amalgamation.

Depuis la découverte des mines d'argent d'Amérique, le procédé a été en pleine vigueur dans le nouveau continent et il y fonctionne encore activement : il consiste 1° à ramener préalablement l'argent à l'*état métallique*, dans la masse des minerais à traiter, 2° de l'incorporer ensuite au mercure et 3° de séparer les deux métaux.

Lorsque l'argent est engagé dans des combinaisons chimiques : *sulfure, chlorure, iodure, bromure, antimoniure, arséniure* (ce sont là les 6 principaux types de minerais d'argent non métallique), il faut, par une réaction chimique quelconque, isoler le soufre, le chlore, l'iode, le brome, l'antimoine, l'arsenic, en les chassant ou en les faisant se combiner ou s'associer à d'autres éléments qu'on leurs a préparés dans le sein de la masse. Suivant ces cas divers, se produisent diverses variantes du procédé d'amalgamation; elles sont au fond plus variées que l'aspect extérieur des méthodes de travail ne le fait supposer; car, si elles semblent peu dissemblables en apparence comme forme, manipulations et caractère général, ce sont cependant les intimes réactions diverses exigées par la présence de ces divers agents chimiques qui donnent la clef des opérations exécutées, l'explication des pertes, la raison des erreurs et des difficultés de l'exploitation, dont la théorie, pour l'amalgamation pratique de certains minerais compliqués est peut-être encore toute entière à faire.

Le caractère commun de ces variantes est d'ailleurs triple, ainsi qu'il vient d'être dit : il faut amener à l'état métallique l'argent du minerai et terminer par la constitution d'un amalgame d'argent définitif, qui, lui-même, se décompose ensuite, par distillation ou sublimation, en argent métallique extrait et en mercure régénéré.

Quelquefois la matière à traiter n'est même pas un minerai proprement dit, sortant du sein de la terre, sous une forme plus ou moins compliquée, mais un produit artificiel d'usine (*mattes*, *speiss*, *scories*, *crasses de fonte*, *crasses et oxydes de désargentation*, etc.).

3. L'état liquide à la température ordinaire du mercure; sa facile assimilation à l'argent; sa séparation ou sublimation aisée, par simple calcination, à la température d'environ 350°; sa reconstitution à l'état physique primordial, c'est-à-dire dans des conditions telles qu'il peut servir de nouveau à une future opération : sont autant de circonstances favorables à un traitement métallurgique bon marché : ce traitement existait d'ailleurs déjà de toute antiquité, pour l'or certainement et probablement pour l'argent.

Pline le jeune, dans son *Histoire naturelle*, donne les détails du traitement métallurgique, avec certaines incorrections techniques, qui nous semblent devoir être dues plutôt à une incomplète connaissance de la part de l'écrivain des procédés secrets des métallurgistes hispaniens, ses contemporains, qu'à une ignorance de ces derniers en matière d'amalgamation, peut être à un texte partiellement altéré : il décrit l'amalgamation et la coupellation. Les Egyptiens et les Juifs, bien avant l'époque de Moïse, connaissaient aussi l'argent et le mercure, ainsi que sa propriété de dissoudre l'argent et l'or (Voir *Notes finales*).

4. La dissolution de l'argent (et de l'or), dans le *plomb*, exige de même pour l'incorporation, l'état liquide de ce dernier métal.

Le plomb fond à 335°; le mercure distille à 345° : de sorte que le mercure, à 15° de plus de l'échelle thermométrique, *rend* déjà l'argent qu'il a pris, tandis que le plomb ne *commence* pas encore *à le saisir*. Cette différence du calorique nécessaire pour les deux réactions, implique forcément une dépense plus grande de combustible dans le système au plomb et, par suite, l'abandon de ce système, là où il n'y a point de combustible, comme précisément presque toujours cela a lieu dans les centres principaux de production d'argent, en Amérique. La grande facilité de séparer l'argent d'avec le plomb est réelle, mais l'isolement n'a lieu jusqu'à ce jour qu'à l'aide de la coupellation et des diverses méthodes de désargentation du plomb par la cristallisation et le zingage, etc., qui exigent la plupart l'opération de la coupelle et par suite beaucoup de combustible. (Voir *Métallurgie des plombs argentifères*). Ces conditions spéciales font : 1° que, dans les localités usinières, où la houille et le bois sont relativement bon marché et en outre le mercure relativement cher, ce dernier n'a aucun avantage généralement à intervenir, d'après ce qui vient d'être dit; 2° que quand le minerai contient du plomb et du cuivre, le mercure n'a pas à entrer davantage en jeu : c'est ce qui limite forcément dans sa généralisation le procédé de l'amalgamation.

5. C'est au génie de Bartholomé Médina, inventeur du traitement des minerais

d'argent, en 1557, par l'amalgamation à *froid*, que l'on doit, non pas l'application de la propriété de la solubilité de l'argent dans le mercure, connue des anciens, mais la conversion de minerais très compliqués d'argent (chlorure, iodure, sulfure, etc.) en un magma métallurgique, pouvant recevoir avantageusement le traitement relativement simple, économique et rapide de l'amalgamation.

« Médina, mineur de Pachuca, dit Michel Chevalier, fut pour l'industrie métallurgique de l'argent ce que Triptolème avait été pour la culture du sol, dans les temps primitifs : il n'en a pas été récompensé par la moindre reconnaissance. » Du Mexique, ou quatre années plus tard, il existait déjà 35 haciendas ou usines, le traitement mercuriel passa, en 1561, au Pérou, par Hernandez de Velasco.

6. Le traitement par le plomb existait exclusivement, lorsque apparut le procédé de Médina : encore celui-ci ne fut-il connu en Europe que vers 1598, par les écrits d'Alonzo Barba, curé de Tiaguanaco (province de Parages), qui inventa l'amalgamation *à chaud*. La diminution des frais fut extraordinaire, grâce à cette application inespérée du mercure à l'exploitation de l'argent, — ce qui développa par contrecoup l'exploitation des mines d'Almaden (Espagne) d'une façon inattendue; grâce ensuite à la découverte des mines de mercure américaines de Huanca-Vélica et de Chanta, à proximité des gisements d'argent, si abondants au Mexique, Chili et Pérou, — ce qui permit de faire une contrebande effrénée de mercure, au détriment du trésor espagnol, d'ailleurs violent, tracassier et démesurément exagéré dans ses taxes. Cette double et rare coïncidence produisit une véritable révolution dans la valeur de l'argent, accompagnée d'une baisse rapide, révolution sur laquelle nous aurons occasion de revenir, lorsque nous examinerons la question statistique et économique, dans le livre l'*Argent et l'Or; leur production, consommation et circulation*, spécialement consacré à l'étude du rôle industriel et économique de ces matières[1].

7. Les deux méthodes principales de l'extraction de l'argent, que nous venons d'indiquer, par le *plomb* et le *mercure*, ont régné d'une façon exclusive dans la métallurgie, jusqu'au commencement de ce siècle. Les matières argentifères se traitaient, soit par le plomb et le charbon aux fours de fusion (réverbère, four à cuve, coupelle, etc.), soit par le mercure (en tas, en tonneaux, aux chaudières ou cuves).

8. Depuis une cinquantaine d'années, grâce au progrès de la science chimique, divers procédés nouveaux ont surgi et ont été mis en application; ils sont tous basés sur l'emploi de dissolutions artificielles de l'argent (le sel marin, l'acide chlorhydrique, sulfurique, acétique, etc.), et des réductifs (le zinc, le fer, le cuivre, l'iodure de potassium, etc.); enfin l'électrolyse vient essayer de jouer également le rôle du plomb et du mercure. La question est, on le voit, curieuse, intéressante et fort digne d'étude : c'est la nouvelle voie ouverte.

1. Sous presse : *L'Argent et l'Or; leur Production, Consommation et Circulation.* Dunod éditeur, 1884. Les faits extraordinaires des temps passés et ceux qui se sont passés récemment comme production, débouchés et circulation des métaux précieux y sont l'objet d'une étude assez compliquée et amenée jusqu'à nos jours (en tant que possible, jusqu'en 1884).

Nous examinerons donc la question métallurgique des matières d'argent non plombeuses et non zingueuses sous les trois points de vue suivants :

I. Traitement par le plomb des matières argentifères ni plombeuses ni cuivreuses.
II. Traitement par le mercure des mêmes matières argentifères ou Amalgamation.
III. Procédés divers au sel marin, aux acides, par l'électrolyse, etc.

9. La production du métal argent est un facteur essentiel de sa valeur. Malgré les oscillations plus ou moins factices du marché, il est évident que la quantité de kilogrammes produits par an et la consommation du métal sont des coefficients déterminants de cette valeur.

Le producteur métallurgiste, lorsqu'il s'adonne à la création de nouveaux kilogrammes d'argent et à les livrer à la consommation, a besoin non seulement de procédés techniques excellents, faciles, en un mot aussi économiques que possible ; il lui faut encore savoir la valeur de ces kilogrammes, au moment où il les produit et les variations soudaines ou lentes du marché, qui peuvent modifier le prix de sa marchandise : les appétits miniers, usiniers, commerciaux, financiers et bien d'autres sont rapidement et fébrilement mis en branle par la moindre des circonstances qui affecte ou a l'air d'affecter le métal argent, — ce métal, qui jadis servait de module et de régulateur à la valeur des choses, des marchandises, des salaires et même des capitaux, et dont le rôle aujourd'hui, quoique légèrement amoindri, ne laisse pas que d'être encore tout puissant et fort énergique. Un mineur détient en réalité en magasin, dans sa mine, la matière génératrice de l'argent futur ; il lui convient donc, comme au fabricant, comme au vendeur, comme à l'intermédiaire, de pouvoir être parfaitement renseigné sur les troubles commerciaux, quelquefois d'une très sérieuse importance, qui peuvent amoindrir ou augmenter la valeur du métal élaboré et par suite sa propriété.

Nous considérons cette étude comme un des éléments principaux de l'éducation du métallurgiste producteur d'argent : le manque de connaissances ou de renseignements, en cette matière, est inadmissible et fort préjudiciable. Le lecteur trouvera ces données dans le livre ci-dessus cité *l'Argent et l'Or*, etc., qu'il a fallu publier en dehors de l'Encyclopédie chimique, à cause du développement que comporte cette importante étude, commune aux deux métaux et où la chimie n'a qu'un petit rôle.

10. La connaissance intime des matières minérales à traiter, l'exécution par suite des essais et des analyses des minerais et des matières d'argent, — constituent une autre branche importante de l'éducation métallurgique nécessaire et indispensable au producteur de ce métal. Connaître avec précision les combinaisons chimiques et les alliages, dans lesquels entre le métal argent, est chose d'une véritable importance, tant au point de vue des décisions à prendre en matière d'exploitation et de traitement des minerais, qu'à celui de leur valeur d'achat ou de vente, ainsi que de leur rendement, de la conduite du travail des usines et de la réalisation des produits sur le marché.

Nous consacrerons donc un chapitre à la question des essais et analyses des matières argentifères, en général.

Toutefois, comme cette matière a déjà été amplement traitée dans l'ouvrage pré-

cédemment publié dans l'Encyclopédie chimique : la *Métallurgie de la désargentation des plombs argentifères*, nous y renverrons fréquemment le lecteur, afin d'éviter autant que possible des repétitions et nous nous bornerons ici aux renseignements complémentaires, assez nombreux du reste, que nous avons cru devoir spécialement réserver à cette place.

11. *La Métallurgie de l'Argent* se divise donc, d'après le plan général que nous avons adopté, en trois études distinctes :

1° Désargentation des plombs. — Ouvrage déjà publié ;
2° Désargentation des cuivres. — Ouvrage en voie de publication ;
3° Métallurgie de l'argent. — (Matières argentifères non plombeuses et non cuivreuses), qui font l'objet du présent volume.

Ce livre sera divisé en quatre parties :

1re Partie. Considération générales. — (Minerais, essais et analyses des matières d'argent.
2e Partie. Traitement métallurgique par le plomb.
3e Partie. Traitement métallurgique par le mercure.
4e Partie. Traitement métallurgique par divers réactifs. — (Sels acides, électrolyse, etc.).

Enfin, la question *statistique et économique* qui forme la partie complémentaire de ce programme se trouvera dans le volume : l'*Argent et l'Or*, etc.

12. Voici la liste des ouvrages consultés pour la rédaction de la *Métallurgie de l'Argent*, et où nous avons largement cueilli et puisé, en conservant le texte même de l'auteur, quand l'idée était complète et brève. Nous avons toujours soin de le nommer, au risque de rendre le discours un peu lourd : il n'est que juste de laisser à tant d'illustres précurseurs leur juste part de glorieuses recherches et de consciencieux travaux.

Traité de Métallurgie, de M. Rivot. Dunod, éditeur, Paris.
Traité de Docimasie, de M. Rivot. Dunod, éditeur, Paris.
Silver and Gold, de M. le Dr J. Percy. J. Murray, éditeur. Londres, 1870.
Grundriss der Metallhüttenkunde, par M. Bo Kerl, 2e édition, Arthur Félix, éditeur, Leipzig.
Probirburh, du même. Arthur Félix, éditeur, Leipzig.
Berg und hüttenmänische Zeitung, sous la direction de M. B. Kerl ; nombreux articles.
American Journal of mining.
Engineering and Mining Journal ; nombreux détails.
Journal fur praktische Chemie. Erdmann, Leipzig.
Iron, journal hebdomadaire de Londres.
Lehrbuch der chemischen Metallurgie. Rammelsberg, Berlin.
Revista minera. Journal des ingénieurs espagnols. Madrid.
Methods of extracting gold, silver and other metals. Dixon.

Ensayo sobre los depositos metaliferos del Chile. M. Domeyko. Nous avons considérablement pris à notre ancien condisciple de l'École nationale des Mines de Paris.

De la production des métaux précieux au Mexique. Saint-Clair Duport. Saint-Yago : cet ouvrage, avec le suivant de Humboldt, a le plus éclairé la métallurgie américaine de l'argent.

Essai politique sur le royaume de la Nouvelle-Espagne. De Humboldt (Alex.), Paris, 1825.

Boston and Colorado Smelting Works. Egleston, Londres.

Colorado's Gold and Silver mines. Fosset, New-York.

Nevada and California Processes of Silver and Gold extraction. Kustel, San Francisco 1880.

De la production des métaux précieux en Californie : Laur, Dunod. Paris, 1862.

Methods of treating and separating the metals contained in certain complex ores and metallic compounds. F. Maxwell Lyte, Londres.

The mining and metallurgy of Gold and Silver. Phillips (Arthur). Londres.

Silver and Gold. Raymond Rossiter, New-York, 1873.

Les Métaux précieux considérés au point de vue économique. C. Roswag, Paris, 1865. E. Lacroix.

Descripcion del procedimiento del patio. Gonzalès y Rozas, Mexico, 1875.

Estado actual de la Industria minera en el Cerro do Pasco. M. du Chatenet.

Annales des Mines ; un grand nombre de mémoires et de renseignements divers, entre autres ceux de :

MM. Durocher *et* Malaguti. — Mémoire sur l'argent. t. XVIII, 5e série, 1842 à 1851, p. 245, 261, etc.;

M. Rivot, 5e série, 1855, t. VII, p. 173, 1856, t. X, p. 365 ; 6e série, 1878, t. XVIII, p. 1 ; etc., etc.

M. Domeyko, 1884, 4e série, 6, p. 165. — 1862, 6e série, 2, p. 123. — 1864, 6e série, 5, p. 457. — 6e série, 5, p. 456.

M. Daubrée. Mémoire sur les dépôt métallifères de la Suède et de la Norwége. 1843, 4e série, p. 259.

M. Durocher. Observations sur les jets métallifères de la Suède, Norvège et la Finlande. 1849, 4e série, 15, p. 551.

M. Damour. Notice sur la Brongniardite, nouvelle espèce minérale, 1849, 4e série, 16, p. 227.

M. Laur. Métallurgie de l'argent au Mexique. 1871, 6e série, t. XX.

M. Malou. Documents relatifs à la Question monétaire, recueillis et publiés par M. J. Malou, ministre des finances de Belgique. 1874, 1876 et 1880.

Journal des mines de Vienne.

Journal des mines de Prusse.

Archives de Karsten.

Chimie générale, Pelouze et Fremy.

Chimie générale, P. Schützenberger.

Précis de Chimie industrielle, A. Payen.

Ure's Dictionnary. (R. Hunt). Article *Silver*, et autres.

Dictionnaire des Arts, manufactures et industrie de Laboulaye. Article *Argent* de MM. Debette et Lodin, etc.

Dictionnaire de Chimie, pure et appliquée. Wurtz, Hachette, Paris, 1881. Articles *Argent*, de MM. P. Hautefeuille et F. de Lalande, etc., etc. — *Essais et analyses d'argent*, de M. H. Debray, membre de l'Institut, etc., etc., etc.

13. Voici quelles sont les conversions usitécs commercialement ct employées dans cet ouvrage, pour les poids étrangers et les monnaies, en ce qui concerne l'argent.

POIDS.

1° **En Espagne.** — *a.* L'*once* espagnole pèse $28^{gr},75$.

Lc *quintal* espagnol pèse : 46 kilogrammes.

On estime l'argent par onces espagnoles au quintal.

b. 1000 grammes d'argent $= 1^{kg} = 34,75$ onces espagnoles.

c. En multipliant par 0,625, on convertit lcs onces espagnoles au quintal espagnol en grammes par tonne (qq^l est mis par abréviation de *quintal*).

Ex : 3 onces d'argent par qq^l espagnol équivalent à :

$$3 \times 0,625 = 1^k,875 \text{ d'argent à la tonne.}$$

d. Réciproquement, en multipliant les grammes à la tonne par 0,00165, on obticnt les onces espagnoles au quintal espagnol. Ex. : $1875^{gr} \times 0,00165 = 3$ onces espagnoles au qq^l.

e. Pour ramener des quintaux cspagnols à la tonne (ou aux 100 kilogrammes), on use du coefficient 21,74 ; car $1000^{kg} = 46^{kg} \times 21,74$ ($100^{kg} = 46 \times 2,17$).

2° **En Angleterre.** Une *once* anglaise pèse $31^{gr},10$ (once troy) ; elle vaut donc : 1,081 fois l'once espagnole, et l'once espagnole n'est donc que les 92,5 pour 100 de l'anglaise ; c'est 7 1/2 pour cent de moins. Le *hunderdweight* (cwt par abréviation) est le quintal anglais $= 50^{kg},808$. La tonne $= 20$ $qq^x = 4$ quarters de $5qq^x = 1015^{kg}$. Quelques-uns admettent 1016 kilogrammes.

1 once troy $= 480$ grains $= 31^{gr},103 = 20$ pennywights (dwts, par abréviation).

1 dwt $= 1^{gr},55$.

1 grain $= 0^{gr}, 006$.

1 probirton $= 29^{gr},166$.

(Ex. : 1 milligramme d'*argent* ou d'*or*, obtenu de 1 probirton, c'est-à-dire de $29^{gr},166$ essayés, correspond à 1 once troy par 2000 lv (avoir du poids), soit à $0^{kg},906$ par tonne.

1 lv (avoir du poids) $= 0^{kg},453$.

1 centner (cwt, par abréviation) $= 50^{kg},802$.

1 tonne $= 20$ cwt $= 15.620.000$ grains $= 1016$ kilogrammes.

14. Tableau de la correspondance du poids d'un bouton d'argent (*prill*), obtenu de 100 grains de minerai ($6^{gr},47$) avec la teneur en onces troy à la tonne de minerai.

Il faut doubler le chiffre de la colonne de droite, si l'on n'opère que sur 50 grains (50 grains $= 3^{gr},235$) :

Grains trouvés	Onces troy par tonne
30,612	10,000
18,367	6,000
9,183	3,000
6,122	2,000
3,061	1,000
1,836	600
0,918	300
0,61224	200
0,30612	100
0,18367	60
0,09183	30
0,06122	20
0,03061	10
0,01836	6
0,00918	3
0,00612	2
0,00306	1

Anciennement, en Angleterre, on usait le *fodder*, qui vaut 21 quintaux anglais de 112 livres avoir-du-poids, = 2352 livres = 1065^{kg},69.

Il y a donc une différence de 1 quintal sur la tonne anglaise de 20 quintaux = 2240 livres = 1014^{kg},94 (en chiffres ronds : 1015 kilogrammes).

Il est fréquent dans les anciens auteurs de voir ramener l'once d'argent au *fodder* de plomb argentifère ; une once troy par *fodder* de plomb argentifère = 0,000026.

3° **Amérique du Nord.** (États-Unis), mêmes types.

		grains anglais	grammes
4° **Indes.** —	1 surkh ou rati	= 1,875	= 0,122
	1 mastosh (8 rati)	= 15	= 0,975
	1 tólah = (12 mastosh)	= 180	= 11,700
	1 ser = (80 tólahs)	= 2^{lv},057 (a.d.p.)	= 0^{k},3932
	1 man = (40 sers)	= 82^{lv}28 = 100^{lv} (troy)	= 37^{kg},9272.

5° **En Allemagne.**

On se sert maintenant des poids français ; anciennement on se servait du *centner*, ramené aujourd'hui à 50 kilogrammes, et, pour les teneurs en argent, du *quint;* il est surtout usité dans les laboratoires des usines allemandes, pour les teneurs en argent des plombs et matières essayées pour argent.

1 loth = 225,55 (grains) = 14,615 (grammes).

Poids pour essais d'argent, or :

1 *probircentner* = 5 grammes (Oberhartz) = 3^{gr},75 (Freiberg) = 100 pfundtheile ou quint.

6° **Autriche.** — 1 *probircentner* = 10 grammes = 32 loth = 4 quentchen ou denär.

Idem. — (aux Hôtels de monnaie) : 1 *probircentner* = 100 marcs
= 100 pfundtheile = 10 grammes.

7°. **Chili.** *Cajon* = 64^{qqx} = 6400lv = 2^{T},880 ; au **Perou** : 3^{T}.

MONNAIES.

15. 1° **En Espagne.** — Le réal-vellon (par abréviation : rvn) = 1/4 piécette = 0^{f},25. Couramment dans le public, la piécette vaut 1 franc = 4 rvn ; mais, en banque, en Espagne, la piécette persiste à valoir 1^{f},25, comme jadis, ce qui ne s'explique guère.

2° **En Angleterre.** — 1 *livre sterling* = 25 francs (en banque 25^{f},25) = 100 rvn = 20 shellings.

1 shelling = 1,25 = 12 pence ou deniers;

1 penny = 0^{f},125.

3° **En Allemagne.** — 1 *marc* = 1^{f},25 = 1 shelling anglais = 1 piécette espagnole (de banque).

Le marc se divise en centièmes comme le franc.

1 pfenning = 0^{marc},01 = 0^{f},125.

Anciennement on se servait des *groschen* et des *pfennigs;* l'équivalence est la suivante :

1 *groschen* = 1 shelling et 1/6 de pence = 1^{fr},25 = 10 pfennigs.

4° **En Amérique.** *États-Unis.* 1 dollar = 5^{fr},16.

Mexique	1 piastre =	5 fr, 37, en argent.
		5 fr, 09, en or.
Chili et Colombie.	1 piastre =	4 fr, 96, en argent.
		4 fr, 71, en or.
Pérou	1 piastre (1 sol de 10 dineros)	= 5 fr.
Venezuela . .	1 Venezolono.	= 5 fr.
Bolivie. . . .	1 Bolivien.	= 5 fr.

ABRÉVIATIONS :

T, tonne ;
lv, livre ;
£ st., livre sterling;
Pb, plomb;
sh, shelling;
p^{y} ou *d*, pence ou deniers.

PREMIÈRE PARTIE.

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES.

PROPRIÉTÉS DE L'ARGENT — MINERAIS — ESSAIS ET ANALYSES DES MATIÈRES ARGENTIFÈRES.

---

16. Nous divisons cette Première Partie en deux chapitres :

CHAPITRE I. PROPRIÉTÉS ET CARACTÈRES PHYSIQUES DE L'ARGENT. — MINERAIS D'ARGENT.

CHAPITRE II. ESSAIS ET ANALYSES DES MINERAIS ET MATIÈRES D'ARGENT.

CHAPITRE PREMIER.

PROPRIÉTÉS ET CARACTÈRES PHYSIQUES DE L'ARGENT. MINERAIS D'ARGENT.

17. Ce chapitre est divisé en deux sections :

1re Section. — § I. *Caractères physiques et propriétés de l'argent.*

§ II. *Argent chimiquement pur.*

§ III. *Raffinage de l'argent brut.*

2e Section. — § I. *Diverses variétés de minerais d'argent.*
A. *Minerais courants.*
B. *Minerais relativement rares.*

§ II. *Produits artificiels.*
A. *Mattes plombeuses, cuivreuses; crues, Résidus d'usines, etc.*
B. *Speiss argentifères.*

PREMIÈRE SECTION.

§ I.

CARACTÈRES PHYSIQUES ET PROPRIÉTÉS DE L'ARGENT.

18. Les principaux renseignements relatifs au métal argent ont été donnés dans la Métallurgie de la Désargentation des plombs argentifères, dont nous extrayons ci-après seulement les parties les plus essentielles, en ce qui concerne le métal qui nous occupe; nous renvoyons à ce livre pour plus de détails.

ARGENT.

L'argent, représenté par Diane chez les alchimistes, par le simbole *Ag* dans les formules chimiques et métallurgiques, par le nombre 107,93 comme équivalent chimique, est un métal solide à la température ordinaire, sans odeur ni saveur, d'un blanc éclatant, quand il est frais, et susceptible de prendre un aussi beau poli que l'acier bruni. Il réfléchit alors la chaleur et la lumière avec une intensité extrême. Son pouvoir rayonnant est si grand qu'on ne peut même le faire entrer en fusion au foyer d'un miroir, à l'aide duquel cependant on pourrait fondre le platine: sa couleur intrinsèque en lames minces est jaune: ses vapeurs sont vertes, suivant d'autres bleues et même violettes.

Lorsqu'il n'est pas à l'état poli, son pouvoir absorbant est 12, comme pour l'or, celui du noir de fumée étant 100. C'est ce qui fait qu'un vase d'argent retient la chaleur d'un liquide plus longtemps qu'un vase de tout autre métal, hormis l'or, et justifie la préférence qu'on lui donne, surtout en Angleterre, pour les théières et les cafetières. En admettant le pouvoir réflecteur comme complémentaire du pouvoir absorbant, il serait de 88, celui du cuivre jaune étant supposé égal à 100.

Sa conductibilité pour la chaleur est représentée par 973, celle de l'or étant 1000; sa conductibilité électrique est 91,5, celle du cuivre étant 100. Sa dilatation linéaire est de 0,000019512, pour une augmentation de température de 1°, (— de 0° à 100° —; en fraction ordinaire $\frac{1}{523}$). Son coefficient de dilatation pour 1° est: 0,0191. Sa chaleur spécifique 0,057.

Il est plus dur que l'or, c'est-à dire qu'il se raye plus difficilement que lui; il est plus mou que le cuivre. C'est pour en augmenter la dureté que, dans les monnaies, médailles et bijoux, on l'allie avec ce métal. L'alliage d'argent à $\frac{1}{10}$ de cuivre paraît être moins dur que l'alliage d'or à $\frac{1}{10}$ de cuivre.

L'argent est moins malléable que l'or, c'est-à-dire qu'au laminage et au martelage ce dernier se réduit en feuilles plus minces; l'argent occupe toutefois le second rang pour le laminage et le cinquième pour le martelage; il peut être réduit en feuilles de 16 dix-millièmes de millimètre d'épaisseur.

Il occupe également le second rang comme ductilité; c'est-à-dire que c'est, après l'or, le métal qui se laisse étirer en fils les plus fins; 5 centigrammes d'argent ont pu être étirés en un fil de $94^{m},23$ environ de longueur: Un fil d'un millimètre de diamètre rompt sous une charge de 28,5 kilogrammes à 0° (Baudrimont).

L'argent est très sonore: le son *sui generis* de ce métal le fait distinguer facilement des autres métaux; cette qualité de son a reçu le nom d'*argentin*.

Il cristallise en cubes octaèdres.

Le poids du mètre cube est de 10474 kilogrammes; son poids spécifique excède celui du fer, cuivre, étain et zinc; il est presque égal à celui du plomb, qui pèse 970^{kg} seulement au mètre cube de plus que lui; il est la moitié environ de celui du platine fondu. Par l'écrouissage et le martelage, on augmente la densité de l'argent jusqu'à 10,542.

19. L'argent, d'après les expériences au pyromètre de Daniell, entre en fusion

à 1873° Fahrenheit, correspondant, par conséquent, à 1073° centigrades et 14° du pyromètre Wegdewood[1].

Certains auteurs indiquent le point de fusion de l'argent comme étant un peu au-dessous de 1040°. D'après d'autres, il serait un peu plus bas :

MM. Violle, Erhard et Schertel placent le point de fusion à	954°
Becquerel, à.	960°
Prinsep, à.	999°
Pouillet, à.	1000°

20. En fusion, il est blanc bleuâtre, miroitant à reflet jaune dans l'obscurité. Il est volatil, mais moins qu'on ne le pense généralement; c'est surtout en dissolution avec d'autres métaux, comme dans le plomb le mercure et le zinc, lorsqu'ils se volatilisent, que l'argent émet des vapeurs : dans les fourneaux où on le fond en lingots, il est très ordinaire de trouver les briques qui en forment les parois, pénétrées de globules d'argent; le même phénomène se produit dans les creusets qui servent à l'opération : c'est surtout à l'entraînement par le plomb que cette volatilisation est due. Il bout à une température qui n'est pas encore déterminée[2]; placé dans le courant d'une pile très énergique, il entre en ébullition, et mis au foyer d'une forte lentille, ou bien encore soumis à l'action du chalumeau à gaz oxygène et hydrogène, il se volatilise avec rapidité, en produisant une lumière et une flamme verte intense. Ceci suppose, comme on le verra ci-après, une température minima de 2600 degrés. On peut le souder sur lui-même, comme le fer, l'or, le platine.

D'après M. le professeur Chrisostomanos, en traitant l'argent au chalumeau oxhydrique, dans un four formé de chaux, les vapeurs d'argent sont bleues, tirant sur le violet clair et elles déposent sur une plaque de porcelaine de l'argent métallique et de l'oxyde d'argent ; d'après M. Debray, elles sont plutôt vertes : c'est ce qu'affirme aussi M. Hautefeuille.

Les étincelles de l'argent qui brûle et qui par conséquent est à une température voisine de 2500 degrés, alors qu'on verse le métal à l'air en toutes petites gouttes ou qu'il tombe incandescent sur le sol d'une certaine hauteur, sont, il est vrai, d'un bleu clair vif : une partie de l'argent s'oxyde, paraît-il, dans la chute et de là sans doute cette irisation.

1. En métallurgie et en chimie, on se sert fréquemment, pour indiquer la température, des nuances lumineuses qui y correspondent. Voici cette correspondance, établie par M. Pouillet, à l'aide du pyromètre à air :

	Nuances.	Degrés centigrades correspondants.
Rouge	naissant.	525
	sombre	700
Cerise	naissant ou rouge vif . .	800
	franc	900
	clair	1000
Orange	foncé	1100
	clair	1200
Blanc	franc	1300
	suant.	1400
	éblouissant.	1500

(Agenda Dunod, *Arts et Manufactures, Chimie*, 1883.)

2. Certains auteurs indiquent que l'argent est volatil au rouge blanc; comme on le verra plus loin, cela n'est exact que lorsqu'il est allié au plomb ou au zinc.

21. Le *mercure l'attaque à froid* et le dissout en formant avec lui un amalgame : c'est une réaction métallurgique importante. Le *chlore* l'attaque très lentement. L'*hydrogène sulfuré* le noircit rapidement à la température ordinaire, en le transformant en sulfure d'argent noir. Il résiste à l'action prolongée de l'eau *non salée*, de l'air, de l'oxygène, mais moins que l'or; l'*iode* l'attaque vivement; l'acide chromique le transforme en chromate rouge d'argent.

Il est soluble dans l'*acide sulfurique concentré bouillant*, et dans l'*acide nitrique*, qui est son véritable dissolvant; il *est insoluble dans l'acide acétique*.

Les réactions indiquées en italique sont celles qui sont employées le plus fréquemment dans l'industrie métallurgique : lorsque nous étudierons les minerais et les procédés industriels, nous aurons occasion de les spécifier davantage.

22. Insistons un moment sur la volatilisation de l'argent à de hautes températures : ce phénomène, pour le fabricant d'argent, a besoin d'être parfaitement étudié. Il a été dit plus haut que c'est à la faveur d'un dégagement de vapeur des métaux alliés que l'argent est entraîné (également à l'état de vapeur): pour cela, il faut atteindre la température d'ébullition desdits métaux. Le plomb et le zinc, n'entrent en ébullition qu'à 1040 degrés, tous les deux : tant qu'on restera au-dessous notablement de cette température, il n'y aura point de danger de volatiliser de l'argent.

Le point d'ébullition de l'antimoine est voisin du rouge vif. L'arsenic se volatilise même sans fusion; sa vapeur, couleur jaune citron et très reconnaissable au fourneau à moufle par son odeur aillacée, aussitôt que la vapeur s'oxyde, est caractéristique : à 564°, on est certain que l'argent accompagne l'arsenic et l'antimoine dans les vapeurs, lorsqu'ils sont tous les trois présents soit dans le plomb, le mercure et le zinc, soit dans le minerai qu'on calcine en présence de l'air.

Le mercure forme déjà des vapeurs à partir de 20°; il entre en ébullition à 357° : l'argent est entraîné facilement avec le mercure qui se dégage des amalgames; le mercure entraîne aussi du zinc avec l'argent, si ces trois métaux sont en présence : toutefois, les quantités entraînées sont techniquement parlant insignifiantes; et, malgré la grande affinité du mercure pour l'argent, ce dernier est moins entraîné que le zinc, sans doute, à cause de la plus grande volatilité du zinc. Nous reviendrons sur les entraînements de métaux, de l'argent entr'autre, dans les cas divers de sublimation du mercure que nous examinerons.

Beaucoup de métallurgistes croient que l'argent s'*oxyde* facilement, surtout dans l'opération de la coupelle, où le phénomène principal, à côté de la filtration que produisent les os, réside dans l'oxydation du plomb et autres matières, telles que l'antimoine, l'arsenic, le bismuth, le cuivre, etc. Beaucoup de fondeurs de minerais de plomb croient également que la teneur en argent des scories de plomb, — qu'elles proviennent du four à réverbère ou du four à manche, — est également due à une *oxydation* de l'argent, sous le vent des tuyères ou du tirage de la cheminée ou sous l'action de la silice. Nous avons la conviction que l'argent ne peut être oxydé que très difficilement et seulement lorsque l'oxygène sort d'une combinaison à l'état naissant ou bien encore sous des influences électriques et calorifiques intenses. MM. Debray et Vauquelin ont oxydé l'argent dans un courant de gaz oxygène et dans une flamme riche en oxygène « *à une très haute température* ». En

l'absence de la détermination précise de cette température, et, eu égard aux faits que nous consignerons ci-après, il n'est pas douteux qu'elle n'atteigne au delà de 2500°.

Signalons avant d'aller plus loin un cas remarquable d'oxydation de l'argent à l'état *naissant* : la formation de l'oxyde d'argent est très rapide, lorsque l'oxygène est uni à l'azote (AzO^5). Ainsi l'union de l'oxygène et de l'argent, qu'on ne peut obtenir directement même au rouge blanc, s'obtient à l'aide d'un corps intermédiaire, combiné avec l'oxygène : l'état de combinaison favorise l'attaque qui se fait à l'état naissant, c'est-à-dire, à cet état particulier que caractérisent généralement des phénomènes calorifiques et électriques spéciaux, à la faveur desquels se fait l'élimination.

En indiquant le chiffre de 2500° comme température d'oxydation *minima* de l'argent dans un courant de gaz oxygène, nous nous appuyons sur la belle expérience faite par MM. Debray et Deville, pour déterminer la température de la flamme du chalumeau, alimenté par un mélange de deux volumes d'hydrogène et un volume d'oxygène. Ces savants ont fondu une masse de platine dans un four à réverbère en chaux, au moyen de la flamme oxhydrique, à laquelle le métal a dû emprunter sa température au bout d'un certain temps. La température du platine fondu a été calculée, en projetant le métal fondu dans de l'eau et en mesurant l'élévation de température de la masse liquide. En déterminant les variations dans la capacité calorifique du platine avec la température, d'après la loi de Pouillet, et la chaleur latente de fusion dudit métal par la formule de Person, on trouve que la température de la flamme opérant la fusion du platine est de 2500°.

Par l'emploi de la méthode de Bunsen, qui consiste à faire détoner un mélange d'hydrogène et d'oxygène, étendu de plus ou moins d'azote, pour faire varier la température de combustion, ce savant est arrivé au chiffre de 2854° : le chiffre de 2500°, que nous avons indiqué comme limite de température à laquelle l'argent peut s'oxyder directement sous un courant de gaz oxygène pur ou mélangé d'air, paraît donc être un minimum, puisque c'est encore à 300 et quelques degrés au-dessus de la température de la flamme oxhydrique que se constate l'oxydation.

23. Le phénomène curieux d'occlusion ou de solubilité d'oxygène dans l'argent fondu et sur le point de *rocher*, c'est-à-dire d'envoyer en toutes directions des boursouflures et végétations du métal, au moment de sa solidification, — fait constaté par M. Samuel Lucas, essayeur de la monnaie de Londres, puis par Gay-Lussac et étudié à fond par M. Levol, — démontre d'une façon nette l'inoxydabilité de l'argent dans la coupellation, c'est-à-dire à une température qui ne dépasse pas ordinairement de 800 à 900°, point auquel la litharge fond : car l'oxygène dissous ne laisse pas trace d'oxyde d'argent.

La litharge, c'est-à-dire le protoxyde de plomb, jouit de cette même propriété de dissoudre de l'oxygène, lorsqu'il est en fusion, et de *rocher*. Lorsque la croûte de litharge est déjà solidifiée à la surface, l'éruption de gaz oxygène, que l'on nomme aussi *rochage*, est due à la brusque sortie des bulles de gaz oxygène, expulsées par la solidification ; pour l'argent, l'oxygène absorbé est de 20 à 22 fois son volume : la litharge emprisonnant de l'oxygène, n'est pas suroxydée.

L'oxygène n'est pas le seul gaz qui jouisse de la propriété d'occlusion : on sait que le palladium métallique absorbe jusqu'à 982 fois son volume d'hydrogène : on croit que l'acide sulfureux gazeux peut aussi s'occlure dans l'argent.

Cette propriété de l'argent de rocher a permis à M. Sainte-Claire Deville de constater les phénomènes si importants de la dissociation de la vapeur d'eau.

24. L'oxygène occlus, c'est-à-dire absorbé par l'argent et dégagé au moment de la solidification du métal, a été l'objet d'une étude récente remarquable.

MM. Debray, Deville, Plattner ont constaté que le volume d'oxygène absorbé est 22 fois celui de l'argent. Mais cet oxygène, par le rochage, disparaît-il complètement, et, en l'empêchant de sortir, par l'aplatissement et le martelage des végétations du lingot qui se produisent au moment de la coulée, n'en emprisonne-t-on point une certaine quantité ?

M. J. B. Dumas, en constatant les variations dans les dernières décimales de l'équivalent d'argent, trouvé par plusieurs chimistes, au moyen du dosage du chlorure d'argent, — variations indiquées ci-après, — a soupçonné, avec juste raison, que peut-être l'argent fin dont on usait pour constituer le chlorure d'argent servant de point de départ, pourrait retenir encore plus ou moins d'oxygène occlus et que là pourrait résider la cause de ces variations.

Pour 100 d'argent, les quantités de chlorure d'argent trouvées ont été les suivantes :

Par Berzélius	132,700
— Marignac	132,842
— Stas	132,850
— Gay-Lussac	132,890
— H. Rose	133,014
— Dumas	132,870

En fabriquant, de l'argent pur [1] avec de la grenaille, refondue avec du nitre et du borax, dans un ballon de porcelaine vernie, à l'aide d'une trompe de Sprengel, M. H. Debray a déterminé, entre 400 et 500°, c'est-à-dire sans dépasser le rouge sombre, un dégagement de gaz oxygène, qui a duré 6 heures. Le gaz a été recueilli sous le mercure. En refondant l'argent, on n'a plus noté de dégagement de gaz : celui-ci était donc complètement recueilli. L'argent d'ailleurs se trouvait à l'état de culot bien cristallisé et aucune trace de silicate jaune d'argent n'était apparente dans le ballon. La densité du métal était de 10,512 ; l'oxygène pur mesurait 57 cent. cubes, à 0° et 0,76 de mercure, pour 1 kilogramme d'argent. Il n'y avait donc dans l'argent sur lequel on a opéré, en prenant toutes les précautions pour l'avoir pur, réellement que 999^{gr},918 d'argent ; les 82 milligrammes manquants consistaient en oxygène occlus. Dans une seconde expérience, où l'on a eu soin de maintenir une atmosphère d'oxygène dans le ballon, on a trouvé 226 milligrammes de ce gaz ; et, dans une troisième expérience, faite à la température où le verre se ramollit un peu, 249 milligrammes.

De ces faits et d'autres expériences, exécutées avec le plus grand soin, M. Debray conclut :

1° Que, non seulement l'argent peut occlure de l'oxygène, mais que, lorsqu'il

1. On a proposé (M. Priwornik) de faire de l'argent *chimiquement pur*, en réduisant le chlorure (du procédé Gay-Lussac) par l'électrolyse : cela n'est pas encore absolument exact, l'argent pouvant retenir du mercure, et d'autres métaux, etc. La réduction se fait ordinairement par le fer métallique, dans les laboratoires où l'on exécute de nombreux essais d'argent (Bureaux de garantie).

en a été privé, il en peut réabsorber de nouvelles quantités, si on le met au contact de ce gaz ;

2° Que l'argent refroidi qui contient de l'oxygène mis sous la machine pneumatique ne le perd point ;

3° Qu'il laisse dégager l'oxygène lentement dans le vide, mais pour cela il faut chauffer le métal entre 400 et 600° ;

4° Qu'à partir du rouge cerise, le dégagement tend à cesser ;

5° Que, malgré l'opinion contraire de MM. Lucas, Chaudet, Gay-Lussac, Graham, etc., l'argent ne restitue pas tout son oxygène dissous.

En résumé, lorsque l'argent est refondu, il peut y avoir réabsorption rapide d'oxygène ; lorsque l'argent, en se solidifiant, perd une partie de son oxygène, il en retient encore souvent des quantités appréciables : voilà les faits jusqu'à ce jour.

L'argent qui roche est assez pur ; la présence de l'or, qui coupelle en même temps que lui, s'il se trouve dans le plomb, et une proportion de 1 1/2 à 2 pour 100 de cuivre, empêchent ce phénomène : cependant nous verrons plus loin que le fait est discuté, sinon contesté absolument.

25. L'ozone, suivant M. Schoenbein, à l'état humide, oxyde l'argent. Il y a là un phénomène électrique concomitant ; l'oxygène naissant, d'après M. Houzeau, également : nous venons d'en citer un cas. Les alcalis et les carbonates alcalins n'ont aucune action sur lui, raison pour laquelle, dans nos laboratoires, nous attaquons toutes les matières qui doivent être soumises aux alcalis dans une bassine ou dans un creuset d'argent ; toutefois, il faut éviter le contact immédiat des creusets et vases d'argent avec des charbons en ignition, car, en présence surtout de certaines matières, ils se percent facilement.

26. Le nitre, le chlorate de potasse, corps essentiellement oxydants, n'ont aucune action sur l'argent.

Tous les métallurgistes savent qu'en fondant du plomb argentifère dans un moufle, c'est-à-dire dans une atmosphère oxydante, avec du nitre, on réduit le poids du plomb métallique, sans scorifier d'argent, lequel reste tout entier dans le culot. C'est ce procédé qu'on emploie toujours, quand on ne veut pas coupeller une trop grande quantité de plomb argentifère. Le plomb scorifié, transformé en litharge (PbO, protoxyde de plomb), ne retient pas d'argent.

27. La seule manière de faire de l'oxyde d'argent directement consiste à précipiter par les alcalis (l'ammoniaque en excès redissout le précipité) un sel d'argent : le nitrate ou l'acétate ; et l'on ne réussirait point, en envoyant sur de l'argent fondu, un jet d'air ou de gaz oxygène, à moins d'opérer à une température de 2500 à 2800°, comme on vient de le voir.

28. Voici du reste des expériences décisives, faites par nous, qui confirment ce point très intéressant pour les fabricants d'argent, savoir : qu'il n'y a aucun danger de perdre de l'argent par *oxydation*, toutes les fois qu'on reste au-dessous de 1040°, température d'ébullition du plomb et du zinc : les pertes, attribuées à l'oxydation, ne sont généralement que des pertes mécaniques par volatilisation. Ces expériences

ont éte faites, en 1873, dans l'usine de M. Tessié du Mothay à Pantin, alors que ce chimiste distingué fabriquait en quantités considérables l'oxygène pour les essais d'éclairage de la place de l'Opéra de Paris, à l'aide de l'oxydation par l'air et de la désoxydation par la vapeur d'eau du permanganate de potasse ou de soude dans des cornues. On a placé, à plusieurs reprises, dans un four d'essai de coupelle, trois morceaux de plomb argentifère du même poids et de même teneur, en général fort riches en argent (de 7 à 15 pour 100). Après avoir laissé coupeller, comme à l'ordinaire, le premier bouton de plomb dans le four, en marche régulière, on a fait coupeller les deux autres boutons dans les mêmes conditions, mais avec l'addition d'un jet d'oxygène constant, presque pur (96 pour 100), à 1 1/2 atmosphères de pression. Ce courant était envoyé dans le moufle par une canule de fer, dirigée vers la voûte et sur les côtés des coupelles, quelquefois même au-dessus d'elles, à la volonté ou caprice de l'opérateur. La coupellation des deux derniers boutons était rapide et la température quelque peu supérieure à celle de la coupellation ordinaire; l'oxygène promené à droite, à gauche, portait presque au blanc eblouissant (1500°) les points touchés, et cependant les trois boutons d'argent ont exactement pesé le même poids. Le tout dernier des trois n'était retiré, après l'éclair, qu'après dix à vingt minutes d'insufflation prolongée d'oxygène : son poids était identique à celui des deux premiers.

Il paraît logique de conclure de là :

Que l'argent ne s'oxyde pas, quand il est à l'état *métallique*, même sous un courant d'oxygène intense, tant que la température reste peu voisine de celle de sa fusion. Si la température avait été élevée à l'ébullition, les vapeurs d'argent se seraient combinées à l'oxygène gazeux, cela est probable. En résumé, il paraît hors de doute qu'on abrite des craintes chimériques, lorsqu'on croit à l'oxydation de l'argent, en présence de l'oxygène de l'air, ou même de l'oxygène pur, *au-dessous de* 1000°. Ainsi qu'il a été dit, les volatilisations de l'argent non oxydé n'ont lieu que par entraînement, lorsque le *plomb*, le *mercure* ou le *zinc argentifères* sont à la température, non de fusion, mais d'ébullition et par suite de volatilisation, c'est-à-dire à 1040° pour le premier et le dernier, à 545° pour le second de ces métaux; et alors l'argent n'est enlevé que mécaniquement : il n'est pas oxydé.

L'argent isolé pâteux, à partir de 800°, ne devient liquide qu'à cette même température de 1040°, qui est aussi celle de l'ébullition du zinc du plomb. C'est donc à 2500° environ qu'il faut placer, croyons-nous, le point d'ébullition et la volatilisation propre de ce métal.

L'argent métallique n'étant pas volatil *per se* aux températures de nos foyers ordinaires d'usines, il n'est entraîné au raffinage dans les creusets que par les vapeurs du plomb contenu, qui se chargent d'argent et qui font retrouver par suite quelque argent métallique en gouttelettes dans les briques de la cheminée, après refroidissement : la température des fourneaux d'affinage dépasse du reste assez généralement de beaucoup 1100°.

29. La crainte de volatiliser de l'argent *métallique* dans les foyers doit donc être tout entière subordonnée à la production des vapeurs d'un métal auxiliaire, plus volatil que lui et qui lui est allié (zinc, plomb, mercure, arsenic, antimoine). Les sulfures, chlorures, bromures, iodures, etc., d'argent, dans lesquels le métal est chimi-

quement combiné à des métalloïdes, frères ou sœurs, très volatils, sont dans un autre cas évidemment : la volatilisation est d'un autre genre ; il ne s'agit ici, dans cette discussion, que de l'argent *métal, allié à des métaux*, tels que, par exemple, le plomb, le mercure et le zinc, ou bien encore de l'argent *métal*, disséminé dans leurs oxydes (litharge, oxyde de mercure, blanc de zinc, etc.).

30. Il convient d'insister encore, quant au mercure et quant au zinc argentifères.

Le mercure argentifère ou amalgame d'argent industriel se dépouille assez bien du mercure par distillation, c'est-à-dire que le mercure sublimé recueilli sous l'eau ne contient que des traces peu importantes d'argent ; l'argent qui reste séparé, surtout s'il a été associé au zinc, au cuivre, au plomb, retient par contre des quantités variables de mercure. Les petits cônes de *plata piña*, qu'on retire des cloches de distillation, dans les procédés américains, retiennent bien souvent du mercure en quantité suffisante pour donner à la refonte du raffinage une perte sérieuse et à l'essai par voie humide, par le procédé au sel marin, des surcharges de titre extraordinaires.

L'amalgame de plomb et argent donne aisément lieu à du plomb argentifère mercuriel; il faut élever de 700 à 800° la température de la cornue, pour éliminer complètement le mercure.

L'amalgame de zinc et d'argent se sépare assez facilement par sublimation ; mais le mercure sublimé enlève de l'argent, et le zinc argentifère qui reste retient surtout du mercure avec une certaine ténacité.

L'alliage de zinc et argent est très intéressant à étudier, parce qu'il sert de base à la désargentation des plombs par le zinc, dans un grand nombre d'usines.

Lorsque le zinc argentifère s'oxyde par combustion dans un courant d'air, il est de règle de croire que l'argent se volatilise en partie. Cette croyance a été la cause pour laquelle nous avons jadis renoncé à tort au travail des crasses riches, dans la désargentation du plomb par le zinc, sur un bain de plomb sous-jacent, destiné à recevoir l'argent métallique abandonné à l'état de métal par le zinc brûlé, c'est-à-dire oxydé et transformé en blanc de zinc. Le zinc argentifère peut brûler lentement, vivement même, sous un courant d'air, voire même sous un courant d'oxygène pur, à la pression de 1 à 3 atmosphères, sans que l'argent, qui l'accompagne à l'état *métallique*, se volatilise, s'il n'y a pas ébullition du zinc, lequel s'oxyde intégralement et n'en enlève point dans ses flocons de *pompholix*.

Le même fait persiste dans la combustion de l'alliage ternaire d'argent, zinc et plomb, à la condition qu'on ne mette en vapeur ni le zinc ni le plomb, c'est-à-dire qu'on n'atteigne pas 1040°, point d'ébullition commun aux deux métaux.

Ceci explique plusieurs phénomènes de la désargentation des plombs par le zinc (Voir Désargentation des plombs. *Encyclopédie chimique*, t. V, section II, IIe partie, 8e cahier); entre autres, pourquoi la distillation de l'alliage ternaire à 1040°, comme dans le procédé de désargentation de Parkes, peut entraîner des pertes d'argent et pourquoi le zinc obtenu est alors légèrement argentifère.

Le même phénomène a lieu pour l'amalgame d'argent, plomb et zinc : quand le mercure bout (à 357°), il entraîne du plomb, du zinc et par suite de l'argent, en petites quantités du reste.

L'argent est également entraîné par les vapeurs de plomb et de zinc, lorsque

l'alliage ternaire est fondu au four à manche, dont la température est à plus de 1000°, comme dans le procédé Flach, etc.

Mais l'argent n'est pas volatilisé, — comme l'indique M. Grüner en parlant de l'un de nos procédés (*N. add.*, p. 21), et comme nous l'avons cru nous-même fort longtemps, sur la foi des assertions des chimistes — lorsqu'on grille le zinc de l'alliage ternaire argentifère sous un bain de plomb sous-jacent, au rouge vif, dans un four à réverbère, et même lorsqu'on provoque la combustion du zinc métallique. Le procédé par oxydation lente du zinc a été repris à Clausthal, vingt ans après, en oxydant l'alliage par la vapeur d'eau; on réussirait aussi bien, quoique un peu moins vite, par le simple grillage.

31. Les pertes d'argent dans les procédés métallurgiques — et ce fait était essentiel à établir — semblent donc dues, non à l'oxydabilité de l'argent, mais plutôt à l'entraînement du métal fin, soit par le plomb, le zinc, etc., quand ils se scorifient, soit par les vapeurs de mêmes métaux alliés à l'argent, quand ces métaux approchent de leur point d'ébullition.

L'argent se retrouve dans les matières scorifiées ou fluidifiées, grâce à la présence souvent peu visible de ses minéralisateurs, tels que le soufre (comme dans les mattes), l'antimoine, l'arsenic, etc.

Certains métallurgistes admettent l'action oxydante directe des scories, du verre sur l'argent métallique, par la réaction de la silice qui dissoudrait l'oxyde d'argent; le fait a besoin d'être mieux étudié : il n'est nullement démontré que l'argent se trouve dans les scories à l'état d'oxyde.

Dans notre opinion, il est plus que probable, lorsqu'on rencontre de l'argent dans les litharges et dans les scories, qu'il s'y trouve à l'état d'argent métallique mécaniquement entraîné avec le plomb, quoique quelquefois invisible : le plomb a pu être oxydé; mais l'argent métallique, non oxydé, se trouve empâté dans l'oxyde plombeux, sans s'altérer, et c'est à cet état, croyons-nous, qu'on le trouve dans les scories comme dans le plomb.

On cite également le cas d'oxydation de l'argent en présence du cuivre oxydé, lorsque ce dernier est porté à l'ignition avec le métal fin: d'où résulterait de l'oxyde d'argent et de l'oxydule de cuivre; ce cas serait fréquent dans les grillages; l'arsenic et l'antimoine, dans cette même opération, constitueraient aussi de l'arséniate et de l'antimoniate d'oxyde d'argent : tous ces faits sont, il faut l'avouer, peu élucidés et méritent encore une nouvelle et sérieuse étude.

M. le docteur Percy, dans sa Métallurgie de l'Argent et de l'Or, dont seulement la Première Partie a paru, a publié une série de travaux fort remarquables sur les combinaisons de l'argent avec les différents métalloïdes et métaux. La plupart des réactions annoncées par les chimistes ont été soumises à des vérifications exécutées par lui ou, sous sa direction, par MM. Dick, Tookey, H. Louis, Jackson, etc., dans son laboratoire de l'École des mines de Londres : il faut l'avouer, une série considérable de faits qui semblaient bien constatés sont mis en doute ou complètement détruits par les consciencieuses recherches faites par l'illustre maître.

Nous nous contenterons de citer seulement les suivants, qui corroborent les considérations que nous avons précédemment émises et qui nous seront utiles plus loin

1° *Sur le rochage.* M. le Dr J. Percy fait observer que : l'oxygène et l'air atmosphérique seuls produisent le rochage, d'après les expériences de MM. Russel et Matthiesen, qui ont fait passer, en outre de ces deux corps, dans de l'argent fondu, de l'azote, de l'hydrogène, de l'acide carbonique, de l'oxyde de carbone, sans obtenir de rochage ; que H. Rose n'a pas obtenu le rochage de l'argent fondu avec une couche de sel ou de potasse, mais avec le nitrate de potasse, jeté à la surface du bain ; que le même savant n'a pas obtenu de rochage, lors de la réduction du chlorure d'argent par un carbonate alcalin, ni avec le chlorate de potasse (dans ces diverses réactions l'oxygène est cependant abondamment présent) ; mais qu'il l'a obtenu au contraire avec le chromate de potasse. Ces différences proviendraient, d'après H. Rose, de ce que, lorsqu'il n'y a point rochage, l'expulsion de l'oxygène se fait déjà avant d'atteindre la température ou degré de fusion de l'argent.

M. Percy cite encore les expériences curieuses de Graham sur des feuilles d'argent ayant retenu 1,37, 0,20 et 0,04 fois leur volume respectif d'oxygène, azote et acide carbonique ; mais, d'après M. Robert, essayeur de la Monnaie de Londres, il est probable que l'argent, dans cette expérience, était allié à une certaine portion de cuivre, c'est-à-dire que l'argent n'était pas chimiquement pur.

M. le Dr J. Percy cite enfin les expériences de Plattner sur l'oxydation de l'argent en poudre fine par l'oxygène gazeux, à une températnre assez élevée : les expériences répétées par M. Percy conduisent à croire que c'est probablement à la présence du gaz chlore, dégagé probablement en même temps que l'oxygène du chlorate de potasse, qui fournissait l'oxygène, qu'est due l'oxydation : avec l'oxygène seul, elle n'aurait sans doute pas lieu.

2° *Sur l'action de divers réactifs oxydants sur l'argent.* M. le Dr J. Percy indique les faits cités par Berthier, savoir : l'oxydation de l'argent *en poudre*, lorsqu'il est chauffé en présence du minium, du protoxyde de cuivre, du peroxyde de manganèse, du sulfate et du nitrate de cuivre, du sulfate et de nitrate de plomb, et de quelques autres sulfates et nitrates : il n'a pas vérifié les faits de l'illustre professeur de l'École des mines de Paris, qui ont besoin cependant quelques uns de révision ; il a constaté toutefois la conversion de l'argent en arséniate d'argent, en présence de l'acide arsénieux fondu, fait annoncé depuis longtemps par Scheele, contrôlé par l'infortuné Gehlen, mort dans son laboratoire d'un empoisonnement par l'hydrogène arsénié.

3° *Sur l'action de la silice sur l'argent.* D'après Berzelius et Stromeyer, de l'argent pulvérulent mis au contact à la température de fusion avec de la silice et du charbon de bois en poudre, donne lieu à une combinaison d'argent avec le silicium et même avec le carbone (Stromeyer). Aucun de ces faits n'a été confirmé par les expériences exécutées dans le laboratoire de M. Percy. Il en a été de même de la formation du silicate d'argent, indiqué par M. Stas, et que ce dernier pensait avoir obtenu, en chauffant de l'argent en poudre avec le triple de son poids de verre très réfractaire, dans un tube de terre également réfractaire.

Nous arrêtons là ces observations, en ce qui concerne les divers points touchés précédemment ; toutefois nous ne saurions trop recommander aux métallurgistes de se pénétrer des faits très nombreux et extrêmement nouveaux que contient la pre-

mière partie de ce livre de M. J. Percy, où il a fait une étude utile, neuve et remarquable de l'argent dans ses combinaisons avec le soufre, le sélénium, le tellure, le chlore, le brome, l'iode, le fluor, le cyanogène, l'azote, le carbone, le silicium, le bore, le phosphore, l'arsenic, l'antimoine, le cuivre, le zinc, le plomb, le thallium, le mercure, la platine, le palladium, l'étain, le fer, le manganèse, le nickel, le cobalt, le chrome, le tungstène, le molybdène, le potassium, le sodium, l'aluminium, le magnésium et une foule d'autres alliages triples ou quadruples de l'argent : il a augmenté ainsi la collection de faits, que Berthier avait inaugurée.

Cette série constitue un arsenal de réactions et d'expériences qui, pour l'ingénieur et le fabricant d'argent, élucident une foule de circonstances jusqu'ici peu expliquées et quelques-unes peu connues ; elles éclairent d'un jour inattendu de nombreux points du traitement métallurgique auquel on soumet les minerais contenant le métal argent.

§ II. ARGENT CHIMIQUEMENT PUR.

32. On estime aujourd'hui le degré de pureté de l'argent en *millièmes :* l'argent pur est donc à mille millièmes. Anciennement on l'estimait en *deniers:* l'argent pur était à 12 deniers ou 288 grains : cette habitude persiste encore quelque peu en Suisse, Italie, Espagne et dans l'Amérique espagnole.

De l'argent à 10 deniers 18 grains, par exemple, correspond au titre de $\frac{258}{288} = 895$ millièmes (forts).

Rappelons à ce propos que le titre normal de nos monnaies d'argent (l'*aloi* normal est d'un dixième) est de 900 millièmes et qu'il a été réduit à 835 millièmes, dans les pièces de 50 centimes et 20 centimes en France (1864) : ce même titre de 835 millièmes a été adopté pour l'Italie, dans les pièces de 2 lires, 1 lire, $0^l,50$, $0^l,20$; et pour la Suisse, dans les pièces de 2 francs, 1 franc, $0^f,50$ et $0^f,20$.

L'argent vierge, tant celui qui provient de la coupellation que de l'amalgamation des minerais et des filons ou gisements naturels, est loin d'être pur.

Le gâteau d'argent qu'on sort des coupelles retient toujours du cuivre et du plomb, et ce n'est que par un raffinage poussé quelquefois très loin, surtout quand le cuivre est présent, qu'on arrive à fabriquer de l'argent à peu près pur. Malgré toutes les précautions et tous les soins, on ne dépasse guère au raffinage industriel 998 millièmes 1/2, et la moyenne ordinaire des lingots livrés au commerce n'est que de 997 millièmes : on les trouve même fréquemment à 995. Quand on arrive plus bas, l'acheteur décompte les frais d'un nouveau raffinage. Cependant quand les 5 millièmes (ou plus) sont du cuivre pur, comme la matière est généralement destinée au monnayage ou à l'argenterie et que la matière d'aloi ou alliage en usage est précisément le cuivre, les marchands de métaux précieux, dans ce cas, dispensent des frais de raffinage. On a donc souvent intérêt à ne pousser l'affinage qu'à 995 millièmes, mais en y laissant du cuivre seulement.

On donne également le nom d'argent vierge à l'argent américain qui se présente sous forme de petits cônes de 8 à 10 centimètres de hauteur, appelé *plata piña* et, quand il contient du mercure *avoué plata pella*. La *plata piña* con-

tient presque toujours du mercure, provenant de l'amalgamation du minerai. Malgré l'opération du grenaillage, qui consiste à verser le jet d'argent fondu dans une bassine remplie d'eau, en agitant fortement avec un râble ou des verges en fer, et quelquefois malgré une refonte au four à réverbère, que presque tous les banquiers américains acheteurs de la *plata piña* font aujourd'hui (à la suite de fraudes considérables et cependant bien facilement reconnaissables[1]), — le mercure n'est pas toujours enlevé totalement.

Enfin on donne encore le nom d'argent vierge ou *natif* aux cristaux, aux filaments courbés et entre-croisés, fins comme des cheveux (d'où le nom de *filiforme* et *capillaire*), et aux paillettes et écailles d'argent, qui tapissent les gangues de ses minerais : ce produit est souvent plus impur que l'argent commercial sortant de la coupelle; il contient parfois de l'or : nous en parlerons avec détail ci-après, à la Section 2 (Minerais).

33. L'or se présente aussi quelquefois dans l'argent de coupelle des plombs; il provient alors de certains plombs auro-argentifères (*Sardaigne, Aguilas, Laurium, Wyandotte*, etc.); il est disséminé dans ce cas en parties infinitésimales, dans le minerai qui produit ces plombs, quoique l'or n'y puisse être découvert par l'analyse, ni même dans le plomb qui résulte à la fonte.

L'or est très fréquemment associé à l'argent dans les minerais d'argent natif, comme on le verra plus loin. (Section 2) : c'est de l'*electrum*, lorsque l'or domine.

Comme l'or est inoxydable ainsi que l'argent, il reste sur la coupelle, en résistant à la filtration sur les os qui la constituent. Sa présence est décelée assez rapidement par l'absence du rochage du bouton, par la couleur jaune de ce dernier et par un essai à l'acide nitrique pur, qui dissout parfaitement l'argent, en laissant l'or. On appelle cette opération le *départ*, et elle se pratique en grand chez les raffineurs de métaux précieux.

L'argent contient quelquefois du platine : on le sépare par l'acide nitrique, qui n'attaque pas ce dernier métal; cependant quand l'argent ne contient que peu de platine, ce dernier est attaqué; nous indiquerons plus loin le moyen d'en opérer la séparation, dans ce cas.

34. L'argent se ternit facilement en présence de l'hydrogène sulfuré ou d'un sulfure. Les couverts d'argent se noircissent souvent au contact des œufs qui, précisément quand ils ne sont pas frais ou ont subi une cuisson déterminée, dégagent ce gaz. Les couverts et bijoux sont également noircis pour la même raison, par les champignons vénéneux et par le gaz d'éclairage imparfaitement débarrassé de matières sulfureuses. Une lessive alcaline et surtout le caméléon minéral dissolvent le sulfure noir d'argent formé [2]; toutefois M. le docteur J. Percy observe que le brillant de l'argent n'est pas restitué. M. Böttger indique pour nettoyer les taches noires de l'argenterie un mélange de borax ou de potasse ou soude caustique, en présence

1. On trouvait souvent dans l'argent américain des morceaux de fer, de scorie, de pierre, etc. En coupant le lingot, on aurait reconnu sur-le-champ cette fraude, qui nous paraît bien primitive.

2. Lorsqu'on fond un alcali caustique avec de l'oxyde de manganèse, on obtient une masse verte qui, dissoute dans l'eau, donne une liqueur verte : exposée à l'air libre, elle se change en couleur pourpre, raison pour laquelle on lui a donné le nom de caméléon minéral.

du zinc métallique ; le docteur Percy n'a point obtenu le résultat indiqué. Le cyanure de potassium réussit fort bien pour rendre le poli et le brillant à l'argenterie noircie. Ce qu'on appelle de l'*argent oxydé* (terme fort improprement employé pour de l'argent en réalité terni par le platine) s'obtient par l'application au pinceau d'une dissolution de platine dans l'eau régale, étendue d'eau en quantité proportionnelle au degré d'intensité qu'on veut donner à la teinte.

35. Pour terminer ces diverses remarques sur l'argent, il nous reste à signaler deux faits chimiques qui reçoivent une application, le premier, dans l'opération du *départ*, pratiquée industriellement, le second, dans les procédés d'extraction de l'argent des minerais d'argent et plombs argentifères.

L'acide sulfurique concentré et chaud, pur de toute trace d'acide nitrique, dissout l'argent à l'état de sulfate, sans attaquer l'or. On faisait jadis cette opération dans des capsules de platine ; depuis on a reconnu que le fer n'était pas attaqué, si l'acide est suffisamment concentré, et l'opération du *départ*, inventée par M. Poisat, se fait actuellement dans des chaudières en fonte. (Voir Métallurgie de l'Or.)

L'acide acétique n'attaque point l'argent ni l'or ; il dissout, au contraire, parfaitement le plomb et le zinc oxydés ; le cuivre oxydé également ; on obtient donc l'argent séparé de ces trois métaux, préalablement oxydés, par une simple attaque à l'acide acétique, l'oxydation laissant intacts l'argent et l'or, à l'état métallique.

36. Le rochage est un indice de pureté d'argent : on cherche cependant à l'éviter parce qu'on peut le produire artificiellement sur de l'argent brut. D'après MM. Rammelsberg et Kerl, le rochage ne serait pas empêché par l'or ; un lingot d'or, allié à de l'argent contenant de l'oxygène occlus, expulse énergiquement et rapidement ce gaz, au moment de la solidification. Le rochage artificiel peut être produit :

1° Par une couverture de nitre sur l'argent fondu, au moment de la coulée, ainsi qu'il a été dit ; il est empêché au contraire par le sel marin et le carbonate de potasse. Les chlorures alcalins, l'eau de savon, la bière, sont en usage en Allemagne pour l'éviter : ces substances favorisent sans doute l'abduction de l'oxygène occlus, à cause d'une absorption d'oxygène ou d'une expulsion à une température antérieure à celle de la fusion de l'argent, ou enfin à cause de la présence de matières organiques carbonacées, dont l'action réductive s'exerce sur l'oxygène et modère ainsi sa sortie de la masse fondue ; c'est probablement aussi là le rôle de l'huile, dont on mouille les lingotières dans la plupart des ateliers d'argent, comme il sera dit ci-après.

2° Par l'acide sulfureux, suivant certains auteurs, qui peut également, être occlus dans l'argent et produire le rochage. Ainsi de l'argent métallique, précipité de ses dissolutions de sulfate d'argent, dans les usines de raffinage de métaux précieux, lorsqu'il est refondu, dissout du gaz acide sulfureux, dont la présence est due probablement à la réduction par le charbon du creuset en graphite d'une partie d'acide sulfurique retenue dans le métal. MM. Russell, Mathiessen, dont nous avons cité les expériences et qui faisaient circuler divers gaz dans l'argent fondu, ont constaté cependant que le rochage se produit *exclusivement* avec l'air atmosphérique et le gaz oxygène ; le phénomène disparaît, lorsqu'on recouvre l'argent fondu traversé par le gaz avec une couche de charbon.

3° Par une couche de nitre et de chromate alcalin mêlé de sel marin, qui pro-

duisent le rochage même avec refroidissement lent. Ces savants croient que le nitre ne donne ce résultat que lorsque l'argent fondu a été exposé à l'air quelque temps. Quoi qu'il en soit, nous le répétons, une nouvelle étude soignée des phénomènes de rochage, alliages et combinaisons de l'argent, devrait être faite, de manière à fixer définitivement la science sur ces matières si importantes.

37. Pour éviter le rochage, on suit, outre les pratiques indiquées, les suivantes : Lorsqu'on fond des lingots d'argent fin dans les ateliers, on a soin de couvrir la lingotière d'un couvercle hermétique, qui empêche l'accès de l'air et le refroidissement brusque, après avoir mis une couche de charbon finement broyée. Ce qui nous a toujours réussi, c'est d'enduire la lingotière d'huile, ainsi que l'intérieur du couvercle : au moment de la coulée, l'huile brûle et l'oxygène, consommé sans doute, ne peut alors s'échapper brusquement.

Dans la coupellation en petit, on empêche le rochage, en rapprochant peu à peu la coupelle de l'orifice du moufle et en la couvrant soit avec une rondelle de fer rougie, soit avec une coupelle incandescente vide. Si l'on n'évite point quelquefois de cette façon les projections d'argent hors du bouton, on arrive au moins à recueillir à la loupe les fragments lancés à l'intérieur du vase et à ne pas recommencer l'essai.

38. L'argent pur s'obtient en traitant l'argent du commerce en grenailles, par l'acide nitrique pur et en ajoutant de l'eau dans la dissolution, pour éviter une trop grande concentration de la liqueur : cette opération se fait généralement dans une bassine de porcelaine. Si l'on opère avec des monnaies d'argent, qui par conséquent contiennent au moins 1 dixième de cuivre, on évapore à sec, de façon à transformer le nitrate de cuivre formé en oxyde. Le cuivre, qui colore la liqueur en vert, fournit, par la calcination à sec, de l'oxyde qui noircit le nitrate d'argent : l'argent oxydé est, comme on voit, une base qui retient plus énergiquement l'acide que le cuivre oxydé et en général que tous les autres métaux salifiables (c'est sur ce fait que repose le procédé de Ziervogel, dont nous nous occuperons plus loin et qui est aujourd'hui en pleine marche pour le traitement des mattes cuivreuses).

Si l'argent en grenailles contient du mercure, comme cela arrive quelquefois avec les provenances d'Amérique, il est indispensable, lorsqu'on évapore à sec, de prendre une petite quantité du sel et de s'assurer que le mercure à l'état de nitrate, puis d'oxyde, a été complètement chassé, en vapeurs métalliques par la chaleur ; pour cela, on fait un essai, en dissolvant un peu du résidu solide dans l'eau distillée à chaud, et on traite, après filtration, par l'iodure de potassium : le précipité est rouge, s'il y a du mercure et disparaît dans un excès de réactif. Le précipité demeure jaune, si l'argent est pur ; une couleur orange indique des traces de mercure. La calcination énergique et prolongée débarrasse le nitrate d'argent mercuriel des dernières traces de mercure.

Si l'argent en grenailles contient du platine, du soufre, de l'or, etc., ces matières restent au fond de la bassine mise à siccité : le soufre brûle ; l'or et le platine restent avec l'oxyde de cuivre (le platine est en effet dissous par l'acide nitrique, quand l'argent est en excès).

Par la reprise avec de l'eau distillée et la filtration, on obtient une liqueur de nitrate d'argent débarrassée de toutes ces impuretés, et, par la cristallisation de cette liqueur, en mettant au besoin de côté les eaux mères, on obtient des cristaux de nitrate d'argent suffisamment nets pour la fabrication de l'argent pur.

En redissolvant ces cristaux et précipitant par l'acide chlorhydrique pur (il faut éviter les chlorures alcalins, souvent insuffisamment purifiés, — recommandation de M. Hautefeuille[1]), le chlorure d'argent bien lavé, à l'aspect caillebotté, caséeux, se colorant rapidement en violet à la lumière[2], peut être traité par l'une des méthodes suivantes :

1° On mélange le chlorure d'argent avec 20 pour 100 de son poids de chaux vive et un peu de charbon en poudre, et on fond le mélange dans un double creuset à une assez haute température. On obtient ainsi un culot d'argent, qui quelquefois cependant retient du charbon et de la chaux et même de petites portions de silice du creuset; l'argent est alors un peu cassant; en le grenaillant dans l'eau, on élimine ces matières étrangères mécaniquement mélangées : c'est la méthode courante des essayeurs du commerce.

2° Nous préférons, comme méthode plus rapide et tout aussi convenable, traiter le chlorure d'argent en présence d'une faible quantité d'acide chlorhydrique pur et dilué, par un lingot de zinc, sur laquelle l'argent se dépose à l'état métallique, puis reprendre le précipité par de l'eau distillée chaude, afin de bien le laver, et fondre le tout dans un creuset avec un peu de borax. Ce culot repris, si cela est nécessaire, — c'est-à-dire si l'expérience dont nous parlerons ci-après de M. Stas indique des impuretés, — est soumis de nouveau à l'acide nitrique, à l'acide chlorhydrique, au zinc et à la fonte et donne finalement de l'argent très pur.

3° Nous extrayons de la *Chimie générale* de M. P. Schützenberger les remarques suivantes sur l'obtention de l'argent pur, tel qu'il convient de l'employer dans les laboratoires.

« On peut réduire à froid, par le sucre de lait, une solution ammoniacale et concentrée d'azotate d'argent, après y avoir ajouté de la potasse pure en quantité suffisante pour atteindre la limite de précipitation de l'argent fulminant. Il se forme au bout de peu de temps un précipité violacé, qui se transforme en un miroir d'argent, si la dissolution ne contient que 10 pour 100 d'azotate d'argent. Si, au contraire, elle renferme beaucoup plus de métal, le précipité violacé persiste. Ce précipité est lavé à l'eau et séché ; il conserve sa couleur violacée et constitue un état particulier de l'argent. Chauffé de 300 à 350°, le métal devient incandescent et prend alors la couleur propre de l'argent (Stas et Liebig)[3].

« L'argent pur peut être directement précipité à l'état libre de ses solutions chargées de cuivre.

« Le mélange d'azotates d'argent et de cuivre » (obtenu comme il a été dit plus

1. M. Stas recommande de verser la solution d'argent au 30e dans l'acide chlorhydrique, afin de bien dégager les molécules étrangères qui pourraient être emprisonnées dans le précipité trop pâteux.

2. C'est sur la propriété que possède le chlorure d'argent de devenir violet sous l'influence de la lumière solaire, surtout sous l'influence des rayons actiniques, bleus et violets, à l'exclusion des rayons jaunes, non chimiques, qu'est fondée la photographie, comme chacun sait.

3. En électrolysant une solution ammoniacale de nitrate d'argent additionnée de potasse, on obtient au pôle négatif (lame de platine) un dépôt rouge-brun, qui passe au blanc dès qu'on le plonge dans l'eau acidulée et qui peut être considéré comme une modification de l'argent.

haut) « est fondu et repris par l'eau ammoniacale en excès ; on filtre et on étend de manière à former une solution de 2 pour 100 d'argent. A la liqueur bleue on ajoute du sulfite d'ammoniaque, et on laisse reposer pendant quarante-huit heures dans un vase fermé, à la température ordinaire ; enfin, on complète la réduction, en chauffant à 60°. L'argent se sépare en lamelles cristallines d'un blanc grisâtre et brillantes. Le dépôt est lavé à l'eau ammoniacale, séché et fondu avec 5 pour 100 de borax et 0,5 pour 100 de nitre : on coule dans une lingotière enduite de kaolin, on nettoie à la potasse et on lamine entre deux lames d'argent également pur, pour éviter d'introduire du fer dans le métal. »

« M. Stas propose le moyen suivant pour constater la pureté de l'argent; il est très simple. On fond le métal dans une légère cavité creusée dans de la terre de pipe blanche et cuite, ou sur de la porcelaine, au moyen du chalumeau d'émailleur. S'il est pur, il se maintient fondu à l'air, à des températures suffisantes pour amener la volatilisation, sans se couvrir de taches ou de colorations quelconques et sans donner de vapeur colorée : $\frac{5}{100.000}$ de fer, de cuivre ou de silicium suffisent pour produire une tache mobile très forte.

« L'argent contenant des traces à peine sensibles de cuivre, en se volatilisant dans une flamme oxydante, donne toujours une vapeur colorée. »

§ III. RAFFINAGE DE L'ARGENT BRUT.

39. L'argent brut est toujours impur : il contient en général jusqu'à 10 pour 100 et même plus de métaux étrangers : plomb, cuivre, arsenic, antimoine, bismuth, nickel, cobalt, sélénium, mercure, etc. De faibles quantités d'arsenic, antimoine, bismuth et sélénium le rendent cassant : le chauffer trop et le couler trop chaud, également.

En métaux nobles, il contient fréquemment de l'or, du platine, etc. : ce dernier métal s'élève à 5,8 millièmes dans l'argent brut provenant de l'usine de Mechernich ; le palladium y représente 5,3 millièmes, d'après M. Rössler, directeur de cette usine, où l'on traite de grandes quantités de regrets d'orfèvre.

Le sélénium se rencontre rarement dans l'argent brut, et M. Debray croit que, lorsqu'il se trouve dans le lingot, on n'a point affaire à de l'argent de coupelle, mais bien à du métal qui a été soumis au départ pour l'or. La présence de moins de 1 millième de sélénium suffit pour rendre l'argent cassant. M. Debray, à qui les affineurs s'adressèrent pour résoudre les difficultés du raffinage dans ce cas, constata que le sélénium provenait de l'acide sulfurique (des chambres de plomb) qui sert au départ : il se dissout, dans l'attaque, en même temps que l'argent et est précipité en même temps que le cuivre : le sélénium est éliminé par M. Debray par une refonte, sous un courant d'air et en présence du nitre.

Pour dégager le sélénium de l'argent qui reste associé à l'or, au platine et au palladium des lingots de l'usine de Mechernich, le procédé est plus compliqué. Celui qu'indique M. Rössler, et qu'on emploie dans l'usine en question, est le suivant :

La masse est traitée pour argent par l'acide sulfurique concentré : les résidus

sont dissous dans l'eau régale et traités par le sel ammoniac. Le protochlorure de fer y précipite l'or ; le perchlorure de fer, le cuivre. Les boues non attaquées sont reprises par l'acide nitrique, qui laisse déposer la petite quantité d'or qui a pu échapper. Le platine est alors précipité par le chlorhydrate d'ammoniaque ; à son tour, le palladium l'est par l'ammoniaque et l'acide chlorhydrique. Le précipité, sous forme d'éponge de platine, obtenu par le sel ammoniac, est fondu avec de la soude caustique et du charbon : le résidu est une matière grise, qui contient le palladium, à l'état de séléniure de palladium. En le portant à l'incandescence, il fournit le palladium. La scorie contient la majeure partie du sélénium à l'état de séléniate de soude. (Voir Départ. Métallurgie de l'Or.)

On ajoute quelquefois à l'argent, dans l'opération du raffinage, des portions plus ou moins notables de cuivre, pour rendre plus fusibles le nickel et le cobalt, assez réfractaires à une élimination par oxydation : souvent on laisse alors dans l'argent une proportion de cuivre.

L'argent contient assez rarement du bismuth ; bien que généralement il reste dans les dernières litharges, il persiste, toutefois, comme le plomb, dans l'argent brut. Ainsi l'argent brut de Przibram contient jusqu'à 681 millièmes de bismuth, et l'on n'en trouve cependant point trace ni dans les minerais qui ont fourni les plombs bruts d'origine ni dans ces derniers.

Que l'argent brut provienne du plomb par coupellation ou de tout autre procédé de désargentation (méthode de cristallisation ; du zinc ; électrolytique ; soude, etc.) ou encore du mercure par sublimation, le raffinage de l'argent se fait toujours par voie sèche, soit au four à réverbère, soit au creuset : cette opération reçoit le nom de *Feinbennen* (*brûler fin*), en allemand, de *Silver refining*, en anglais et de *Refino de la plata*, en espagnol.

40. Le raffinage se fait dans trois espèces d'appareils : 1° dans des capsules de fer garnies d'os placées dans des fours spéciaux, avec ou sans mouffle ; 2° dans des petits fours à réverbère, véritables fours à coupelle, allemands ou anglais, 3° et enfin dans des creusets.

41. A. *Raffinage dans des capsules de fer garnies d'os.*

Le raffinage se faisait ainsi anciennement en Allemagne, c'est-à-dire dans une grande capsule de fer ou fonte ou têt concave, hémisphérique et remplie d'os calcinés formant cavité ; cette capsule était introduite dans un four à bon tirage. Cette pratique est celle qui se suivait de toute antiquité, principalement dans les usines de la Mulda et de Halsbrucke à Freiberg (Saxe) ; on la retrouve jusqu'en Sibérie ; elle est aujourd'hui à peu près abandonnée, parce qu'elle donne lieu à de grandes volatilisations. La capsule est représentée figure 1.

La masse est quelquefois composée, au lieu d'os calcinés, de marnes ou de cendres de bois ou de fougères. Après le chargement de la capsule, dans un four à voûte surbaissée et à foyer latéral, dont la flamme lèche cette espèce de coupelle mobile, on y place l'argent en morceaux ou en grenaille ; on le recouvre de charbons incandescents ; on donne le vent d'un soufflet de forge ou d'un ventilateur, et on pousse énergiquement et rapidement l'oxydation, sous le dard créé par le vent et

la flamme du charbon; on continue jusqu'à ce que l'argent devienne éclatant et miroite, sans plus présenter aucune tache. S'il y a du cuivre et de l'antimoine, on

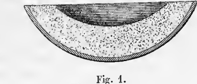


Fig. 1.

ajoute successivement du plomb, pour enlever ces métaux étrangers par la litharge produite.

42. B. *Raffinage dans des capsules de fer garnies d'os, dans des fours à moufle.* La différence entre cette opération et la précédente consiste en ce que la capsule A (fig. 2) ou têt en fer, garnie d'os, est enfermée dans un fourneau formant moufle;

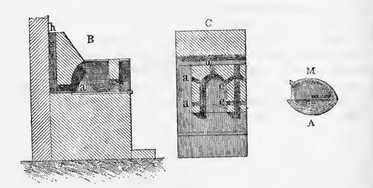


Fig. 2.

le tirage du moufle est obtenu à l'aide des fentes *a*, *b*, *c*, situées à la base du plan sur lequel repose la capsule, et à travers lesquelles passent, dans un sens, le vent des tuyères et dans l'autre, les gaz produits par le raffinage et par la combustion; une masse incandescente de charbon de bois est maintenue au-dessus du têt, après que ce dernier a été chargé de l'argent brut en morceaux. Les gaz entrent dans un carneau *h*, situé à l'arrière du four, pour se rendre dans une cheminée d'appel à bon tirage.

La figure 2 représente ce four, qui est aujourd'hut encore en usage à Rothenbachhütte et à Victorfriedrichshütte, dans le Bas Hartz : *A*, est le têt garni d'un couvercle *M*; *B*, est une coupe verticale, *C*, une coupe horizontale du fourneau; *a*, *b*, *c* sont les canaux de sortie de gaz et d'admission du vent.

Dans cet appareil, la volatilisation est moindre que dans le précédent, mais assez considérable encore et la quantité de métal que l'on raffine à la fois est toujours restreinte (15^{kg} environ).

45. C. *Raffinage au four à réverbère, sur une coupelle d'os fixe, avec voûte mobile (petits fours à coupelle allemands).*

Pour des quantités d'argent considérables, on emploie aujourd'hui de préférence de petits fours à coupelle, à sole fixe en os et à voûte mobile, en tout semblables à ceux qui sont employés pour la fabrication de l'argent brut (Voir Désargentation des plombs, 1re partie, chap. II, 1re section).

L'argent est chargé en morceaux, dans la cavité de la sole, qui est en os ou marnes, puis recouvert de charbons incandescents, fréquemment renouvelés, avec addition de flux ou fondants destinés à oxyder les matières, autres que l'argent (et l'or, s'il est présent). Un tirage excellent, une assez grande pression de vent sont nécessaires pour aller vite, afin de donner la moindre durée possible aux phénomènes

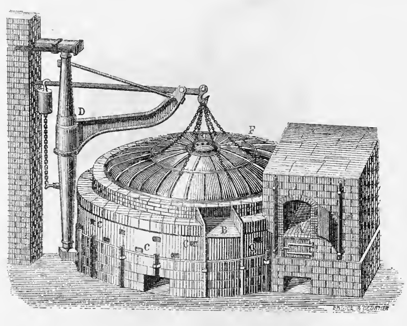


Fig. 3.

de volatilisation, d'autant plus intenses que la température est plus élevée au-dessus de 1040° (fusion de l'argent).

A Freiberg, où cet affinage se pratique d'une façon courante, on fait des opérations sur des chargements de 1250 kilogrammes à la fois, qui demandent 3 heures de fusion et 10 à 12 heures de raffinage. La perte par volatilisation, quoique moins grande que dans les deux appareils précédemment décrits, est cependant encore considérable. Nous reproduisons ici le four de Freiberg en perspective (fig. 3); ces fours sont de très petites dimensions pour le raffinage. F, chapeau mobile; A, foyer; B, trou des litharges; C, C, carneaux pour l'enlèvement de l'humidité; D, grue pour la manœuvre du chapeau en tôle, etc.

44. D. *Raffinage sur une coupelle d'os mobile, avec voûte fixe (petits fours à coupelle anglais).*

Les figures 4 et 5, fours ordinaires de coupelle anglais, représentent assez exactement les petits fours de raffinage, à voûte fixe et sole mobile, employés dans les usines où ces appareils sont en usage ; les dimensions seules diffèrent : elles sont moindres. En réalité, dans les deux appareils, allemand et anglais, le raffinage n'est qu'une coupellation prolongée.

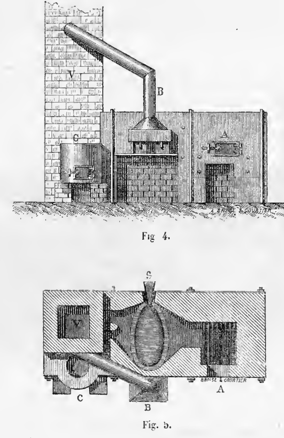


Fig 4.

Fig. 5.

A, foyer. B, hotte des gaz. C, chaudron pour l'addition de plomb fondu. S, tuyères.

A Poullaouen, autrefois, le four de raffinage était à double sole, l'une supérieure et fixe, où se faisait le chargement de l'argent brut en morceaux ; elle recevait les flammes perdues de la sole inférieure mobile. Lorsque, l'argent de la sole supérieure étant fondu, le raffinage de celui de la sole du bas étant terminé, le métal était coulé en lingots, on débouchait le trou de coulée de la sole du haut, pour faire descendre la charge et la raffiner à son tour. On raffinait de cette façon, en 2 1/2 à 3 heures de temps, 20 à 21 kilogrammes.

« La plaque d'argent brut est coupée en deux morceaux, qui sont placés sur la sole supérieure du four (fig. 6 et 7).

« A, coupelle; B, 1re voûte; C, 2e voûte; F, foyer; H, cheminée.

« La coupelle est mise en place et l'essayeur de l'usine, qui dirige l'opération, fait allumer les bottes de genêt dans le foyer. Il fait chauffer le four avec une grande lenteur, de sorte que la coupelle n'est portée au rouge sombre qu'au bout de quatre heures. L'argent brut est alors mis dans la coupelle et le feu est poussé plus activement; le métal est complètement fondu en moins d'une heure. Le four est au rouge vif; il est maintenu à cette température jusqu'à la fin de l'opération. Sous l'influence des flammes oxydantes, il se forme de la litharge, qui

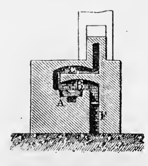


Fig. 6.

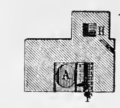


Fig. 7.

est absorbée en partie par la coupelle un peu poreuse; le reste est solidifié, à l'aide d'un peu d'os ou de chaux en poudre, jetée à la surface du métal en fusion et retiré avec un outil en fer. L'argent est purifié, quand la surface reste parfaitement nette et brillante. Le chef de l'opération procède alors à la coulée dans les lingotières. Il perce avec un ringard pointu le fond de la coupelle; l'argent est reçu dans deux lingotières, placées dans l'intervalle des deux banquettes de fer.

« Le four est d'abord chauffé avec des bottes de genêt, mais on emploie le bois comme combustible, pendant tout le temps de l'oxydation. Les débris de la coupelle de raffinage et les écumages sont assez riches en plomb et en argent, mais d'un poids faible. Ces produits secondaires sont chargés dans les lits de fusion des fours à manche.

« L'essayeur de l'usine est aidé par un seul manœuvre pour conduire l'opération;

ce dernier reçoit 1 franc par jour, mais n'est pas occupé un jour entier pour un raffinage : l'essayeur lui-même ne consacre qu'une partie de son temps à ce travail, qui est compris dans l'ensemble de ses fonctions.

« L'argent est amené au titre de 997 millièmes. La consommation en bois est de 1000 kilogrammes et la dépense de 0fr,90 par kilogramme d'argent brut[1]. » (Rivot.)

Cette opération ne se pratique plus aujourd'hui dans cette localité ; mais elle se faisait dans de si bonnes conditions, pouvant se reproduire ailleurs, que nous avons cru devoir la rapporter et donner les dessins de l'appareil.

45. A Holzappel (Nassau), on marche également au bois, mais avec une seule sole d'os.

A Kongsberg (Norwège), on emploie le même appareil, mais à l'air chaud : s'il en résulte une économie de combustible assez apparente, elle paraît toutefois bien compensée par une plus grande volatilisation du métal, due au mercure. Pour éviter la difficulté de la refonte des fonds de coupelle d'os ou de marnes ou de cendres de fougère, si réfractaires à la réduction pour plomb, on construit la sole (qui est alors plus aisément traitable par fusion), en cuivre noir pulvérisé, mélangé à de l'argile ou en scories de puddlage de fer : aujourd'hui, paraît-il, on en est revenu à une sole composée de 5 p. de calcaire non cristallin et 1 p. d'argile. L'argent raffiné était autrefois lingoté à la cuiller ; aujourd'hui, la sole est supportée par un chariot monté sur rails et dont un tiers environ émerge hors du four : il est assujetti à un cadre de fer, contre lequel la coupelle s'adapte ; on lute les interstices avec une pâte d'os et d'argile ; l'opération terminée, on la laisse s'affaisser, et on la vide du métal fin en fusion, en versant ce dernier dans les lingotières, à l'aide d'un mécanisme de bascule.

La construction de tous ces appareils ne varie guère que pour le foyer, suivant que le combustible employé est du bois ou de la houille. En Amérique, l'argent d'amalgamation est presque partout raffiné dans des fours analogues à celui de Poullaouen décrit ci-dessus ; seulement ils ne sont qu'à une sole.

46. En résumé, dans les usines où de grandes quantités d'argent doivent être raffinées à la fois, la forme du four à réverbère est préférée ; lorsque la sole, est fixe (C), elle repose sur une base en briques réfractaires, ou en pierre trachytique, ou en fonte, ou souvent sur toutes ces trois bases superposées ; cette sole garnie d'os ou d'un mélange d'os et de marne, ou de marne seule ou de pierre à chaux et d'argile, etc., présente une cavité, dans laquelle se fait le chargement de l'argent brut. Lorsque la sole est mobile (D), la consommation de combustible est moindre et, si le tirage est énergique et l'opération rapide, la volatilisation est un

(1)

Main-d'œuvre.	48 jours à 2 francs	96 »
Bois et genêts	32 tonnes à 7 francs	224 »
Coupelle. os, frais divers.		700 »
		1020 »

1126 kilogrammes d'argent brut raffinés en 32 jours, produisent 1040kg d'argent raffiné à 997 millièmes. La perte en argent n'est donc que de 3 kilogrammes. (Métall. Rivot, p. 574.)

peu moins grande que dans les autres appareils : il faut en retour d'excellents ouvriers.

47. E. *Raffinage au creuset.*

Presque partout aujourd'hui, quand la quantité d'argent brut à raffiner ne dépasse pas 200 à 250 kilogrammes à la fois, on se sert de plusieurs fours à vent accolés, d'une construction très analogue aux fours d'essai (figures 8, 12 et 13) avec les modifications suivantes : les barreaux mobiles de la grille sont à 15 ou 20 centimètres seulement de hauteur au-dessus du sol du cendrier ; les carneaux des gaz de la combustion se rendent dans un canal général, commun à tous les fours, et de là à une cheminée élevée, d'un excellent tirage ; un registre spécial commande chacun des fours et en outre un registre principal, placé au faîte de la

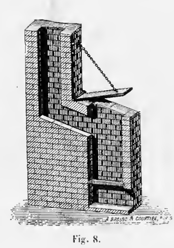


Fig. 8.

cheminée, permet un réglage soigné de la température. La section de ces fourneaux est carrée et d'environ $0^m,40$ de côté ; leur profondeur, de $0^m,60$ à $0^m,70$; le carneau de sortie dans le canal commun ne dépasse point $0^m,20$ de largeur pour $0^m,10$ de hauteur. Les fours sont fermés par des plaques horizontales ou inclinées, en fonte ou en briques, à contrepoids, pour leur facile maniement. La figure 8 représente le type anglais des fours de raffinage au creuset.

Le combustible employé est du coke. Les creusets sont en graphite ou plombagine, en terre réfractaire et en fer.

Les creusets ordinaires en plombagine ont de $0^m,28$ à $0^m,30$ de hauteur, une épaisseur de pâte de $0^m,02$ dans le haut, $0^m,25$ au ventre et $0^m,03$, à la base ; le diamètre intérieur, à la partie supérieure, est de $0^m,20$, de $0^m,23$ au ventre et de $0^m,17$ à la base. La composition graphitique doit être au moins de 30 pour 100 de plombagine sur 70 pour 100 de terre réfractaire. Les bonnes marques sont rares ; parmi les meilleures, nous citerons celles de Doulton de Londres et Paris, et de Morgan et C°, de Londres. La contenance de ces creusets varie ; celle qui est la plus courante correspond à 25 ou 30 kilogrammes d'argent fondu.

Les creusets en terre réfractaire les plus renommés sont de couleur paille, très minces et fort connus des fondeurs et affineurs de Paris, sous le nom de creusets de Paris. Ils n'ont pas plus de $0^{m},005$ d'épaisseur et affectent la forme d'un pain de sucre à pointe aiguë; ils sont très légers et à bon marché. On peut réaliser jusqu'à 7 et 8 fontes de 20 à 30 kilogrammes d'argent dans un même creuset; — ce qui à première vue semble peu réalisable, tellement leur aspect est fragile et leur apparence chétive. Quoique les ruptures ne soient point fréquentes (si le



Fig. 9.

creuset vide sonne bien net sous le choc d'un outil et s'il a été séché lentement dans le cendrier), il est cependant prudent que ce cendrier soit à pente inclinée vers le fond du fourneau et garni d'une tôle formant bassin, qui épouse la figure quadrangulaire des parois, pour que l'argent, venant à s'échapper accidentellement du creuset, puisse être recueilli dans ce bassin qu'on alimente d'eau à cet effet: cette eau favorise le tirage du fourneau.

Les creusets en fer ont la même épaisseur que les creusets en terre dont nous venons de parler; il faut que la qualité du fer soit excellente, de texture nullement fibreuse ou conchoïdale. Une bonne marque est celle de Terrenoire et de Saint-Étienne. Les creusets en fonte sont employés en Amérique, et l'ont été longtemps même à la Monnaie de Londres; mais leur usage est des plus risqués et on recueille difficilement à chaque opération les résidus qui y demeurent adhérents. Le broyage des creusets en terre et en graphite donne au contraire facilement ces résidus, par un simple lavage à l'augette.

Toutes ces formes de creusets présentent souvent deux becs, pour qu'on puisse

indistinctement couler d'un côté ou d'un autre la masse fondue; ceux qui sont terminés en pointe se maintiennent sur le coke, mais ils peuvent facilement glisser; les creusets à fond plat s'installent sur des fromages au-dessus des barreaux de la grille (Voir (153).

Le raffinage au creuset coûte plus cher que celui du four à réverbère, surtout quand on use de creusets en fer, parce que les opérations s'exercent forcément sur de petites quantités (15 à 30 kilogrammes); mais le raffinage peut être poussé à un très haut degré de fin; de plus, la volatilisation est minime, à cause d'un facile réglage du tirage et d'une surface faible de métal découverte. La surveillance du travail, l'installation et la manutention sont des plus aisées. Le lingotage est la seule opération un peu délicate; elle exige des bras vigoureux et se fait avec de fortes pinces à ongle représentées (fig. 9); dans les hôtels monétaires, les coulées se font avec des grues à bascule.

En Angleterre, à Paris, à Marseille et en général en France, en Italie, en Espagne, le raffinage au creuset est très en faveur; il l'est aussi au Mansfeld, à Chicago, à Wyandotte (États-Unis), à Przibram, à Mechernich. A Schmœlnitz, on raffine de la même manière l'argent de cément, c'est-à-dire provenant de la précipitation par le cuivre, dans les procédés par voie humide; on l'emploie également à Arany Idka (Hongrie) et dans beaucoup d'autres usines d'amalgamation, américaines surtout, à Washoe, à Reese River, etc., pour l'argent mercuriel provenant de l'amalgamation.

48. Voici un tableau synoptique qui résume l'ensemble des conditions du raffinage de l'argent dans les principales usines et emprunté à la Désargentation des plombs :

	USINES	APPAREIL DE RAFFINAGE EMPLOYÉ POUR L'ARGENT BRUT — DIMENSIONS — DU TÊT		DU MOUFLE		DE LA SOLE			DU CREUSET		FOYER — mètres carrés
		longueur	profondr	longueur	hauteur	longueur	largeur	épaisseur	diamètre	hauteur	
	1° *Au têt.*										
	1. Rothenbachhütte.	$0^{m},31$	$0^{m},16$	»	»	»	»	»	»	»	»
	2. Victorfriedrichshütte.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
	3. Mansfeld (anciennem[t])	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
	2° *Avec moufle et têt.*										
	4. Bas Hartz.	$0^{m},34$	$0^{m},078$	$0^{m},57$	en haut. : $0^{m},314$ au milieu : $0^{m},314$ en bas : $0^{m},445$	»	»	»	»	»	»
RÉVERBÈRE	3° *Sole mobile.*										
RÉVERBÈRE	5. Tarnowitz.	»	»	»	»	$0^{m},44$	$0^{m},31$	$0^{m},08$	»	»	»
RÉVERBÈRE	6. Angleterre et Amérique du Nord.	»	»	»	»	$0^{m},75$	$0^{m},60$	$0^{m},07$	»	»	»
RÉVERBÈRE	7. Kongsberg.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
RÉVERBÈRE	4° *Voûte mobile.*										
RÉVERBÈRE	8. Freiberg.	»	»	»	»	$1^{m},10$	$0^{m},85$	»	»	»	$0^{mc},96$
RÉVERBÈRE	9. Holzappel.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
RÉVERBÈRE	10. Haut Hartz.	»	»	»	»	$2^{m},60$	à la grille : $0^{m},80$ au centre : $1^{m},75$ au rampant : $0^{m},30$	»	»	»	$0^{mc},64$
RÉVERBÈRE	11. Mansfeld (mainten[t]).	»	»	»	»	$1^{m},41$	$1^{m},20$	»	»	»	générateur à gaz ch. de b. (supprimé actuellem[t])
RÉVERBÈRE	12. Przibram.	»	»	»	»	(elliptique) $1^{m},41$	$1^{m},20$	$0^{m},37$	»	»	»
RÉVERBÈRE	5° *Double sole.*										
RÉVERBÈRE	13. Poullaouen (jadis) Amérique Centrale et du Sud.	»	»	»	»	$0^{m},65$	$0^{m},35$	»	»	»	$0^{mc},15$
	6° *Creuset.*										
	14. Angleterre, Espagne (Aguilas, Carthagène, Linarès, etc.)	»	»	»	»	»	»	»	$0^{m},20$	$0^{m},30$	$0^{mc},40$
	15. Schmœlnitz.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
	16. Arany Idka, Washoe, Reese River, Pelican, Mine, etc.	»	»	»	»	»	»	»	».	$0^{m},737$	$0^{mc},632$

DURÉE du RAFFINAGE — heures	TUYÈRES — nombre	CHARGEMENT	RENDEMENT	COMBUSTIBLE	DÉTAILS SPÉCIAUX — *Abréviations :* Ch. d. b., charbon de bois; h. houille.
»	»	»	99,5 °/₀. Argent fin.	32 sh. ch. de b. 104kg coke.	La cheminée du fourneau a 11 mèt. de hauteur.
1h 1/2	»	»	95,1 °/₀ Argent fin.	0m³,50 ch. de b.	L'argent fin est noyé dans l'eau, quand le raffinage est terminé.
»	»	10 à 15kg.	»	0m³,07 de ch. de b. 0m³34 bois.	»
5h	»	22 à 25kg.	»	0m³,25 ch. de b.	»
6h	»	51kg à $\frac{975}{1000}$	Argent à $\frac{999}{1000}$	h.	La sole est en os, sans dissolution potassique, et établie sur un chariot mobile qui peut basculer, lorsque l'opération de raffinage est terminée.
»	»	»	»	»	Sole en cuivre noir pulvérisé ou en scories de fer avec argile; aujourd'hui, en pierre à chaux et argile.
»	»	»	»	»	»
12h	2 tuyères : vent faible.	1000 à 1250kg.	Argent de $\frac{996}{1000}$ à $\frac{998}{1000}$ contenant : 0,05 à 0,35 °/₀ or.	0t,60 h.	La sole est en marnes sur lit de pierre et plaque de fonte. Le four correspond à une cheminée de 20 mètres de hauteur, avec une section qui est de 25 °/₀ de celle du foyer. Les litharges tiennent de 4 à 8 °/₀ de bismuth ; l'argent est grenaillé dans un chaudron en cuivre, à la base duquel l'eau froide entre pour sortir au bord supérieur, à travers une toile métallique. La grenaille est séchée dans une cornue de 1m,26 de long sur 0m,70 de large. Perte 3 à 3 1/2 °/₀ d'argent sur le poids d'argent brut.
9h	»	200kg.	»	0t,20 h.	La sole est en argile et pierre à chaux. Le moulage en lingots se fait dans des lingotières montées sur chariot.
12h	Vent à 0m,008 de pression de mercure; vent sous la grille à 0m,55 au-dessus du sol.	600 à 700kg.	99,05 °/₀ {Argent fin à $\frac{995}{1000}$	0,49 h. 70 fagots.	Sole en marnes, avec lit de pierre volcanique. et scories; plaque de fonte, le tout reposant sur voûte.
10h	»	500kg (Ag de cément.)	75 °/₀ Argent fin de $\frac{980}{1000}$ à $\frac{985}{1000}$	25 hectl. ch. de b. 120 hectl. fagots.	L'argent provient du traitement des mattes de cuivre par voie humide (procédé Ziervogel). La sole est en cendres de bois et 18 °/₀ de chaux. La cheminée est précédée de chambres de condensation.
5h	»	1020kg. net.	»	0t,280 à 0t,336 h.	Sole en cendres de bois.
5h	»	20 à 21kg.	Argent fin à $\frac{997}{1000}$	1t bois et genêts.	Double sole à Poullaouen; simple sole en Amérique; l'argent provient de l'amalgamation.
6h	»	20 à 25kg. Ag d'amalgam°	97 °/₀ Argent fin à $\frac{998}{1000}$	0t,07 coke.	»
»	»	112kg (cément).	»	0kg,19 h. par 100kg argent raffiné.	L'argent provient du traitement des mattes cuivreuses et des speiss. Réactifs employés pour décomposer le chlorure d'argent : 2kg potasse.
»	Argent d'amalgamation.	»	»	»	Réactifs employés pour oxyder Sb, Cu, etc. : 0kg,50 nitre. Réactifs employés pour le raffinage : nitre et sulfate de soude.

49. **Manipulations.** — L'objet du raffinage de l'argent étant d'oxyder tous les métaux qui sont demeurés associés au métal lors de l'éclair, cette opération n'est en réalité, ainsi que nous l'avons dit, qu'une continuation de la coupellation. Les métaux étrangers, n'ayant pu s'oxyder complètement à la température du fourneau de coupelle (800° à 950°), il faut arriver à concentrer les dimensions du laboratoire, à augmenter l'intensité du foyer, en forçant le tirage et la quantité du courant d'air ou du vent artificiel, de manière à constituer des appareils qui fournissent facilement 1040 à 1100 degrés de chaleur, beaucoup d'oxygène, tout en reproduisant des formes semblables à celles de la coupelle. C'est ce principe qui sert de base à tous les appareils décrits : le four à têt, avec ou sans moufle, la coupelle fixe ou mobile, ne sont que des variantes d'appareils destinées à donner l'effet utile requis. Dans le raffinage au creuset, la chaux, les flux, les os en poudre, qu'on jette à la surface du bain, font l'office d'absorber les oxydes formés, à la faveur de la haute température du four, et qui, dans les autres appareils de raffinage décrits, trouvent à s'imbiber partiellement dans la sole.

L'oxydation produite par le courant d'air est en outre aidée par des réactifs spéciaux, que l'on emploie surtout quand les matières étrangères, le nickel, le cobalt, le bismuth, le cuivre, etc., sont présents; comme l'opération, pour éviter les volatilisations, doit être rapide, le concours de réactifs oxydants, absorbants et agissant par scorification est nécessaire. Ce sont : le plomb, lorsqu'il est insuffisamment présent dans l'argent brut, surtout pour enlever le cuivre; la litharge; le nitre; — comme oxydants. Le borax, le verre, les os, le sel de soude, la potasse, le sable, le quartz, la chaux, etc., — comme absorbants et scorifiants. Ces réactifs sont ajoutés, aussi bien dans les têts, dans les soles des fours à réverbère, que dans les creusets. On cherche à produire, avec la plus grande rapidité possible, le nettoyage du métal, qui se révèle complet, lorsque le miroitement est limpide à la surface du bain. Lorsque ce point est atteint, que nulle tache ne se forme plus, lorsqu'on remue avec un ringard, on opère encore pour plus de sûreté deux ou trois derniers dépouillements du bain avec des fondants, qui sont enlevés à l'aide de raclettes, de cuillers ou d'écumoires lutées d'argile. On coule alors l'argent, qui doit être d'un bleu verdâtre transparent et d'un jaune blanc intense à la lumière obscure, si les essais, que nous avons indiqués plus haut, ont démontré qu'on a atteint un degré de suffisante pureté du métal.

L'argent doit être coulé, comme il a été dit, au moment où il tend à se couvrir de rides, pour qu'il ne soit pas cassant. Il est reçu dans des lingotières chauffées sous le cendrier du four et enduites d'huile; on couvre le saumon d'un couvercle, également enduit d'huile, le tout dans le but d'éviter le rochage. Lorsque la masse est solidifiée, mais encore rouge dans les lingotières, on martelle soigneusement et vivement les boursouflures et végétations naissantes, dans les endroits où la masse tend à se rider ou à se boursoufler; on décape aussi les points où des taches de litharge ou autres oxydes et silicates seraient demeurées apparentes. On marque, pèse et scelle la barre, et enfin on procède à l'essai par voie humide du titre.

Dans quelques ateliers, on emploie du charbon en poussière, en guise d'huile. A Freiberg, le lingotage se fait rarement; on grenaille immédiatement le lingot, à cause de la teneur en or qu'il contient, pour soumettre l'argent aux acides pour le départ.

Le travail dans d'autres usines (à Poullaouen jadis) se termine par un broyage des litharges, scories, résidus, balayures, briques de fourneau, débris de creusets, etc., auxquels adhère de l'argent métallique, et l'on fait, par un lavage soigné à l'eau, la séparation des particules d'argent, à divers degrés de fin, que fournit chaque opération, pour en remettre le traitement, soit à la prochaine coupellation, soit au prochain raffinage de lingots, soit enfin aux fours de réduction, s'il s'agit de scories ou de fonds de coupelles (os ou marnes) obtenus au raffinage.

DEUXIÈME SECTION.

§ I. DIVERSES VARIÉTÉS DE MINERAIS D'ARGENT : MINERAIS COURANTS. — MINERAIS RELATIVEMENT RARES.
§ II. PRODUITS ARTIFICIELS.

§ I. DIVERSES VARIÉTÉS DE MINERAIS D'ARGENT.

50. Nous diviserons les minerais d'argent en deux grandes classes :

A. **Minerais courants.**

B. **Minerais relativement rares, ou plutôt moins abondants que les précédents.**

Dans cette dernière classe, nous rangeons tous les minerais d'argent qui ne font pas l'objet d'un traitement métallurgique spécial, et qui par suite concourent, pour un quantum plus ou moins grand, variable avec les localités, à la composition de la masse traitée comme minerais courants.

A. Minerais courants.

51. Les espèces minérales qui constituent cette catégorie de minerais sont au nombre de six :

1° La *galène riche* ou sulfure de plomb argentifère.

2° La *blende riche* ou sulfure de zinc argentifère.

Ces deux catégories sont souvent intimement mélangées entre elles.

3° Les *pyrites cuivreuses* argentifères et les *cuivres gris* (fahlerz) argentifères.

4° L'*argent natif.*

5° Le *sulfure d'argent.*

6° Le *chlorure d'argent.*

52. 1° Galène. — 2° Blende. — 3° Pyrites cuivreuses et cuivres gris argentifères.

Ces minerais sont étudiés dans la Métallurgie du plomb, dans la Métallurgie du zinc et dans la Désargentation des cuivres argentifères (Voir ces diverses par-

ties de l'*Encyclopédie chimique*). Nous ne nous occuperons ici que des minerais où l'argent est l'élément principal et qui ne subissent aucun des traitements spéciaux aux minerais de plomb, zinc ou cuivre.

53. 4° Argent natif.

L'argent natif cristallise dans le système cubique; il vient sous forme de cubes, d'octaèdres etc.; de dendrites, de fils (filiforme, capillaire), en lamelles, en écailles, en pépites et en plaquettes massives. Son aspect est brillant; avec le temps, surtout en présence d'antimoine dans la roche, le poli et le brillant se ternissent quelque peu.

L'argent natif se trouve souvent sous la forme d'*électrum*, c'est-à-dire d'argent aurifère ou d'or argentifère.

Les synonymes de l'argent natif sont, en allemand : *Gediegen silber;* en anglais : *Native silver;* en espagnol : *Plata nativa*.

L'argent natif a une densité de 10,75 à 10,80 et une dureté de 2,5[1].

Les gangues de l'argent sont excessivement variées : le quartz, le trachyte, le carbonate de chaux et les oxydes de fer sont les plus fréquentes. Les amphiboles (hornblendes), les porphyres, les micaschistes, les granites eurites, la barytine (sulfate de baryte), la strontiane sulfatée (célestine), la fluorine (spath fluor), viennent ensuite; mais ces roches sont en général plutôt des roches encaissantes, accidentellement imprégnées de métal fin. On considère dans beaucoup de districts miniers la présence de la célestine comme un signe précurseur d'enrichissement en argent du gîte.

54. La composition de diverses espèces d'argent natif est résumée dans le tableau suivant. Nous croyons que, sous cette forme, le lecteur verra, d'un coup d'œil d'ensemble et plus nettement, les caractères de cette matière, assez fréquente dans certains gisements, contemporains presque toujours des diorites, trachytes et basaltes, roches éruptives génératrices.

1. L'échelle de dureté de Mohs, généralement adoptée en minéralogie, est la suivante :
2. Talc (silicate de magnésie). — 2. Sel gemme (chlorure de sodium). — 3. Spath d'Islande (carbonate de chaux cristallisé). — 4. Fluorine ou spath fluor (fluate de chaux). — 5. Apatite (phosphate de chaux). — 6. Orthose (feldspath, silicate d'alumine et de chaux). — 7. Quartz (silice cristallisée). — 8. Topaze (fluosilicate d'alumine). — 9. Corindon (saphir, alumine, de densité = 4). — 10. Diamant (carbone pur cristallisé, de densité 3,5 à 3,6). Dans cette échelle chaque espèce minérale raye la précédente et est rayée par celle qui suit.

PAYS	LOCALITÉS	ARGENT RÉEL	CUIVRE	AUTRES SUBSTANCES	DENSITÉ	ROCHE ENCAISSANTE DE L'ARGENT NATIF	OBSERVATIONS
CHILI. . . .	Mine d'argent de Coquimbo, (près des Cordillères).	a) 1,09	98,91	»	»	»	2 échantillons du même morceau. (Analyse de Field.)
		b) 7,00	92,40	Traces de mercure.	»	»	Analyse de Domeyko.
	Mines Colorado et Delirio, près Copiapo	a) Très pur et brillant. 99 %	»	Traces de ClAg et de BrAg et IAg.	»	»	»
		b) Terni.	»	Traces de Sb et As.	»	»	»
	Mine Rosario, id.	94,2	»	5,8 Sb.	»	»	Analyse de Domeyko.
	Mine Descubridora, id.	a) 95,9	»	4,3 Sb.	»	»	Id.
		b) 98,00	»	1,5 Sb, Hg, As et Co.	»	»	Analyse de Domeyko. Ce morceau pesait 45 kg.
	Mine San Antonio, id.	98,40	1 %	0,09 Sb.	»	»	Analyse de Domeyko.
BOLIVIE. . .	Chuquiaguillo	a) 97,84	»	Taches de sulfure noir d'argent. Ag, 0,28; S, 0,75; Sb, etc., 1,13.	10,77	»	Pépite prise pour du platine, pesant 6gr,60. Analyses du D. Forbes. Ce morceau pesait 6 5r.
		b) 97,98	»	Au, 0,22; S, 0,79; quartz, etc., 1,01.	»		
ALLEMAGNE. .	Mine Johann Georgenstadt	99 %	»	1 % Sb; traces : Cu et Pb.	»	»	»
ESPAGNE. . .	Hiendelaencina, Mines Suerte et Santa Cecilia	36 à 95 %	»	»	»	Granite.	Échantillons nombreux de l'auteur.
	Almeria, Mines de Herrerias, Virgen de Guadalupe, etc.	58 à 79 %	»	»	»	Minerai de fer (trachytes, basaltes).	Idem, idem.
NORWÈGE . .	Kongsberg	»	»	Hg 4 %; traces AgS, ClAg, SPb, SZn, pyrites de Cu, pyrites magnétiques, Au, As.	»	Schistes micacés et amphiboliques; gangues : quartz, baryte sulfatée, spath fluor et chaux carbonatée.	Analyse du D. Forbes.

55. Kongsberg, le Hartz, la Saxe, Iliendelaencina, Herrerias (Espagne), jadis Huelgoat (terres rouges) : telles sont en Europe les localités où l'on a trouvé les plus grandes quantités de minerais d'argent natif. La *Silberkammer* (chambre d'argent) de Kongsberg, a été longtemps célèbre; mais l'exploitation a subi des alternatives nombreuses de richesse et de pauvreté; il y a eu même un moment abandon complet des mines : la reprise s'est faite vers 1840 seulement.

On cite un morceau d'argent natif massif et pur extrait de la mine Segen Gottes de : 30^{kg},804, en 1628; de la même mine de : 92^{kg},638, en 1680; de la mine Nyc Foorhaabing (Nouvelle-Espérance) de : 253^{kg},680, (actuellement au musée royal de Copenhague) en 1668; en 1695, de la mine Nye Juels de : 23^{kg},454; en 1769, de la mine Gottes Hülfe de : 226^{kg},500 (Rammelsberg).

M. Daubrée rapporte qu'on a extrait un morceau d'argent natif de : 697^{kg} (1830); et que récemment on en a trouvé des masses pesant : 107^{kg},80 et 197^{kg},50.

La quantité totale d'argent extraite des mines de Kongsberg, depuis leur origine (1623) jusqu'en 1840, a été de 917.557^{kg},41. La production annuelle est d'environ 179.000 kilogr.

56. A Hiendelaencina (Espagne), la production, pendant la période fiévreuse de 1850 à 1860, a été brillante à l'excès : les actions de 100 réaux (25 fr.) des mines de Santa Cecilia, Suerte, Relampago, etc., ont été réalisées à 1000 fois leur valeur d'émission; les rendements à cette époque étaient certainement beaux, mais hors de proportion tout à fait avec des cotisations aussi exagérées, lorsque, vers 1860, la production du district est tombée soudain à une quantité insignifiante.

Les gisements d'argent natif de Herrerias (Espagne) paraissent résulter de la dislocation par les basaltes des filons de galène riche de la Sierra Almagrera ; ces filons, qui se trouvaient, avant l'éruption, dans les derniers contreforts de la Sierra, du côté du littoral méditerranéen, sont indubitablement contemporains de l'apparition des roches trachytiques. Les basaltes ont leur centre d'éruption entre Vera et Punta Santa-Maria ; ils se sont développés jusque dans les environs de Herrerias. Dans ce petit district minier, l'argent natif se présente en poches très irrégulières, dans une gangue d'oxyde de fer, dont les épanchements puissants, très voisins, sont exploités, depuis 25 à 30 ans, pour minerai spathique, d'excellente qualité du reste, légèrement argentifère et abondamment exporté en France et en Angleterre. L'argent vient en paillettes et écailles excessivement fines et légères ; il se présente moins fréquemment en fils et dendrites : ce sont de véritables *pacos* mexicains, dans du *gozzan* (63).

En profondeur, partout où l'on a atteint la roche qui constitue le terrain général des mines d'Almagrera (schistes de transition siluriens), on a constaté l'appauvrissement et la fin du gîte d'argent natif exclusivement contenu dans les marnes miocéniques.

57. A Himmelsfurst, en Saxe, mine jadis des plus célèbres et qui a également donné de grandes masses d'argent extraites de sa *Silberkammer*, on a obtenu des morceaux d'argent natif assez nombreux, dont l'un a pesé 6^{kg},342.

58. En Angleterre, dans le comté de Stirling, paroisse d'Alva, on a trouvé des masses d'argent natif et la production de ces mines en ce métal, suivant le rapport

de Jameson (1820), cité par le Dr J. Percy, jusqu'au moment de leur abandon, quelques années plus tard, a été de un à un million et quart de francs.

59. Au Lac Supérieur, les quantités d'argent natif, mêlées de cuivre natif, trouvées récemment dans les mines de la province de Michigan, ont été et sont encore fort importantes.

Voici l'analyse de cet argent natif, faite par M. P. Hautefeuille qui, ainsi que dans l'argent natif de Kongsberg et celui du Chili ci-dessus cités, y a trouvé plus d'un 1/2 pour 100 de mercure non soupçonné.

Cuivre	69,280
Argent	5,452
Mercure	0,619
Gangue	24,248

60. Les mines de Nevada (Californie), devenues si célèbres par leur production d'argent, puisqu'elles ont fourni des masses tellement abondantes de ce métal que sa valeur intrinsèque a subi une baisse de près de 20 pour 100 (baisse heureusement en voie de se corriger peu à peu), se composent d'un nombre considérable de concessions, dont les principales sont : Comstock, Eureka, Richmond, Savage, Kentuck, etc. Les minerais de Richmond sont compliqués de carbonate de plomb et de galène, avec gangues de minerai de fer, où l'argent natif, associé à l'or, est finement disséminé. Dans la fameuse veine de Comstock, la gangue est presque exclusivement du quartz broyé et brisé sans doute par des convulsions géologiques locales, toutes modernes (basaltes et solfatares). Cette gangue est quelque peu mélangée, sur d'autres points (God hill et Norcross), de carbonate de chaux.

61. Voici deux analyses des minerais d'argent natif des mines de Savage et Kentuck.

		1. MINE SAVAGE	2. MINE KENTUCK	OBSERVATIONS
Silice	SiO^3	83,95	91,49	Analyses de M. M. W. Mixter et A. Hague.
Sulfure d'argent	SAg	1,08	0,12	
Sulfure de plomb	SPb	0,36	0,02	
Sulfure de cuivre	SCu	0,30	0,41	
Sulfure de zinc	SZn	1,75	0,15	
Or natif	Au	0,02	0,017	
Argent natif	Ag	Quantités variables.		
Sulfure de fer	S^2Fe	1,80	0,92	
Potasse et soude	KO;NaO	1,28	1,05	
Chaux	CaO	0,85	1,42	
Magnésie	MgO	2,82	1,37	
Protoxyde de manganèse	MnO	0,64	»	
Alumine	Al^2O^3	1,25	1,15	
Protoxyde de fer	FeO	1,95	0,83	
Eau	HO	2,33	0,59	

62. M. Clarence King, dans son dernier rapport sur la mine Richmond, décrit la composition de la veine de Comstock comme suit :

« Le minerai est constitué par de l'*argent natif*, de l'or natif, du sulfure d'argent, de la psaturose ou stéphanite, de l'arsénio-antimoniure d'argent (polybasite), de la galène riche, quelquefois d'antimoniure de l'argent (pyrargyrite), du chlorure d'argent (argent corné) et fort rarement du sulfure de fer et d'argent (sternbergite). On le trouve également associé à des pyrites de fer et de cuivre, ainsi qu'à de la blende. »

On estime la moyenne des proportions relatives d'argent et d'or natif, dans la veine à Comstock, à 53 d'argent pour 47 d'or. C'est donc un véritable électrum. Le rendement de cette mine a été, en huit ans, de 350 millions de francs (45 millions de tonnes de minerai). (Voir *l'Argent et l'Or*, etc., livre I, où de plus amples détails sont donnés sur ces divers gisements).

63. Au Mexique, à Batopilas, Nouvelle-Biscaye, on a trouvé des masses d'argent natif dépassant 148 kilogrammes.

D'après Humboldt, les minerais appelés *pacos* sont des minerais d'argent natif, finement disséminé dans un minerai de fer ocreux (gozzan) ; et, d'après Klaproth, leur composition est la suivante :

Argent.	Ag	14 pour 100
Peroxyde de fer hydraté.	Fe^2O^3	71
Silice	SiO^3	3,5
Sable siliceux		1
Eau, etc.		8,5

64. Au Pérou, aux mines Coronel et Loyse, près de Huantaya, on a trouvé deux masses de métal pesant respectivement 360 et 90 kilogrammes.

Nous arrêtons là cette nomenclature de grosses pépites et de lots massifs d'argent natif trouvés dans les mines, qui est loin d'être complète.

65. Quelques mots sur la formation de l'argent natif.

Rien de plus controversé, au point de vue géologique et chimique, parmi les géologues et ingénieurs, que la formation de l'argent capillaire et filiforme, au sein d'une masse filonnienne. A Herrerias, le terrain est d'origine miocénique ; les basaltes, venus après les trachytes, sont tous deux des roches voisines ; des gisements de soufre natif s'y présentent sur plusieurs points et en veines importantes exploitées pour soufre (Serrata de Lorca, Almeria, etc.). Ces conditions sont fort générales pour les principaux districts à argent natif (voir Laur, Percy, etc.).

Il nous semble que les belles expériences de M. Gladstone (*Chemical News*, t. XXVI, p. 109, 1873), et surtout celles de notre collaborateur M. J. Margollet (*Comptes rendus de l'Académie des sciences*), rendent assez nettement compte du phénomène : en tout cas, elles expliquent celui qui a dû se produire à Herrerias, lors du bouleversement par les basaltes des filons argentifères de l'extrémité de la Sierra Almagrera, filons composés encore aujourd'hui, au centre de la Sierra, de galène, de sulfure, antimoniure et arséniure d'argent, avec pyrites de cuivre.

Dans l'expérience de M. Gladstone, on obtient de l'argent filiforme, en réduisant le nitrate d'argent par l'oxyde de cuivre.

On l'obtient encore, dans les laboratoires, en dirigeant un courant d'hydrogène, chargé de vapeurs de sulfure de carbone, à travers un tube de porcelaine, chauffé vers 450 à 500° et contenant de l'argent divisé. Les gisements de soufre des provinces de Murcie et d'Almeria sont ligniteux : le sulfure de carbone a donc pu se produire facilement en présence d'émanations volcaniques. Ce qui semble rendre le fait probable, c'est que les cristaux de soufre natif, qu'on trouve dans toutes ces mines, affectent exclusivement la forme octaédrique, qui est celle que fournit précisément par évaporation la cristallisation du soufre dissous dans le sulfure de carbone.

Enfin l'expérience de M. J. Margottet se rapproche peut-être encore davantage des circonstances naturelles révélées par l'examen géologique.

En dirigeant lentement des vapeurs de soufre, entraînées par un courant d'azote, sur de l'argent chauffé au rouge, dans une nacelle et un tube (en porcelaine), on obtient, sans fusion préalable, des cristaux en lamelles et écailles groupées en feuilles de fougère — formes toutes deux fréquentes de l'argent natif. Ce sulfure, chauffé à 440° degrés, dans un courant d'hydrogène, se transforme en houppes d'argent, implantées sur les cristaux de sulfure ; ces dernières se convertissent peu à peu en longs filaments et en lanières contournées en spirale, mélangées à des fils fins capillaires. L'argent filiforme ainsi produit artificiellement n'offre point de traces de cristallisation et ne peut se distinguer de l'argent capillaire naturel. (P. Schutzenberger, page 690, t. I.)

La présence, d'une part, du sulfure d'argent dans les filons de galène bouleversés, — sulfure qui a pu être réduit aisément à l'état métallique par les gaz réducteurs de l'éruption basaltique, surtout en réagissant par le fer ; la présence, d'autre part, des vapeurs de soufre, qui ont accompagné certainement l'éruption ignée des basaltes et, enfin, la présence ultérieure de l'hydrogène, — les premières, accompagnant les roches éruptives, — le second, provenant de la décomposition subite des masses d'eau de la mer glaciaire évaporée et décomposée par les roches de l'éruption, — sont manifestement les éléments qui ont dû se trouver en bataille, au moment du phénomène. Dans notre opinion, la réaction artificielle de M. J. Margottet donne la clef de la réaction naturelle. L'irrégularité capricieuse des dépôts d'argent natif s'explique bien, si on la fait correspondre aux tourbillonnements de la masse marneuse, mélangée de minerais d'argent, qui, mise en mouvement par des réactions mécaniques et chimiques s'exerçant avec véhémence sur une surface et sur une échelle aussi considérables, a dû donner lieu finalement à un dépôt lent, plus ou moins fréquemment troublé et plus ou moins bizarrement disposé à mesure que la convulsion s'apaisait.

La réduction à l'état d'argent métallique du sulfure d'argent contenu dans les galènes est du reste fort facile, en présence du fer, du cuivre métallique et même simplement de la vapeur d'eau.

Les expériences du Dr F. Mœsta sur le sulfure d'argent, traité par la vapeur d'eau à différentes températures, sont concluantes et peuvent se formuler ainsi :

$$4AgS + 4HO = 4Ag + SO^3HO + 3HS.$$

Il y a formation d'acide sulfurique et d'hydrogène sulfuré. Dans l'article

qui va suivre, les réactions du sulfure d'argent sont étudiées avec détail.

5° Sulfure d'argent.

66. Le sulfure d'argent, à l'état cristallin, est composé de 87 pour 100 d'argent et 13 pour 100 de soufre; il cristallise en cube octaèdre et quelquefois en dodécaèdre; sa densité varie de 7,19 à 7,36; il est brillant, de texture vitreuse et, à l'état amorphe, de couleur gris noirâtre; il est assez flexible, à reflets quelquefois assez nets, enfin d'une très faible dureté.

Voici les nombreux synonymes *minéralogiques* [1] du sulfure d'argent en

France :	Allemagne :	Angleterre :	Espagne :	Composition chimique :
Argentite	Glaserz	Vitreous silver	Plata vitrea	AgS
Argyrose	Silberglanz			
Argent vitreux				

On le trouve surtout dans les mines du Mexique, dans les mines du Chili (en profondeur), de Huasco (mine de las Tres Puntas), de Hongrie, Bohême, Suède (Sala), France (Huelgoat, Sainte-Marie-aux-Mines, Giromagny), etc.

La variété célèbre, compacte, de Joachimsthal (Bohême) a donné la composition suivante (Analyse de M. Lindaker) :

Sulfure d'argent :	SAg	89,07
— de plomb :	SPb	4,25
— de fer :	S^2Fe	4,32
— de cuivre :	S^2Cu	1,91

67. Il est souvent associé au cuivre et constitue alors un sulfure double, qui cristallise dans le 4ᵉ système ; il est de couleur gris de plomb, à reflet métallique et contient, à l'état de pureté : 53,1 pour 100 d'argent, 31,1 pour 100 de cuivre et 15,8 pour 100 de soufre.

Les synonymes minéralogiques de ce sulfure double sont en

France :	Allemagne :	Angleterre :	Espagne :	Composition chimique :
Sulfure double d'argent et cuivre	Stromeyerine	Stromeyerite	Plata agria	$(Cu^2Ag^2)S$
Stromeyerine	Silberkupferglanz		Jalpaïta	$AgS+Cu^2S$
Argent aigre				

On le trouve cristallisé à Rudelstadt (Silésie), amorphe à Bérézofsk ou Schlangenberg (Sibérie), au Pérou et à Arizona (mine du Cerro Colorado). Il est la base des minerais chiliens, légèrement aurifères, surtout des mines de Catemo (province d'Aconcagua) et de San Pedro Nolasco (province de Santiago), d'après M. Domeyko ; enfin il est fréquemment associé au cuivre vitreux ou sulfure de cuivre, SCu^2 (*Redruthite*).

On trouve à Jalpa (Mexique) une espèce spéciale de stromeyerine, qui a reçu le nom de Jalpaïte et qui cristallise dans le système cubique.

Voici les analyses de quelques-unes de ces espèces de sulfures doubles d'argent et cuivre :

1. La nomenclature minéralogique est à ce jour une vraie langue babylonienne : ne serait-il pas temps qu'un congrès scientifique international posât des règles définitives?

PAYS.	ORIGINE.	COMPOSITION						FORMULE CHIMIQUE.	OBSERVATIONS.	AUTEURS de l'analyse.
		Ag	Cu	Fe	Hg	S	Au			
Chili	San Pedro Nolasco.	2,96	75,51	0,74	»	20,79			Le fer est estimé comme FeS^2. . .	Domeyko.
Id.	Id.	28,79	53,38	»	»	17,53		$AgS + 3Cu^2S$		Id.
Id.	Catemo	12,08	63,98	2,53	»	21,41	0,0003	$AgS + 9Cu^2S$		Id.
	Id.	16,58	60,58	2,31	»	20,53	(?)	$AgS + 6Cu^2S$		Id,
	Id.	24,04	53,94	2,09	»	19,93	?)	$AgS + 4Cu^2S$		Id.
Id.	Copiapo	69,59	11,12	2,86	»	16,35		$(Ag\,Cu^2Fe)\,S$	Mine Heintzelman (1859).	W.-J. Taylor.
Amérique du Nord.	Arizona (Mine Cerro Colorado.)	14,05	64,02	0,48	1,30	19,44			Ce minerai constitue 10 pour 100 de l'exploitation : ces mines produisent des minerais tenant moyennement 15 pour 100 d'argent	Collier.
Id.	Id.	7,42	72,73	0,33	»	19,41		»	»	Id.
Mexique	Jalpa	71,51	13,12	0,79	»	14,36		$3AgS + Cu^2S$ D'après Rammelsberg.	Densité : 6,87 à 6,89, couleur bleuâtre, grise.	Richter.

68. On trouve encore le sulfure d'argent associé à un grand nombre de métaux, autres que le cuivre, savoir :

1° Au *bismuth* et au *plomb*.

La *Schirmerite* : $2(AgS+BiS^3)+PbS$, d'après Genth, qui l'a découverte ; voici la composition de deux échantillons :

	1	2	OBSERVATIONS
Ag	22,82	24,75	
Bi	46,91	47,27	Couleur : gris de plomb ; éclat métallique. D = 6,737.
Pb	12,69	12,76	
Zn	0,08	0,13	Très analogue à la *Cosalite*, sulfure double de plomb
Fe	0,03	0,07	et bismuth, à 3 % d'argent, dont la formule est :
S	14,41	15,02	$2PbS + BiS^3$
Résidu quartzeux.			

2° Au *fer*.

La *Sternbergite*: $(2Fe^2S^3+AgS)$. Le minerai de Joachimsthal (Bohême), d'après Zippe (c'est une vraie pyrite d'argent), se compose de :

Ag	33,2	
Fe	36,0	Couleur : gris noirâtre; crayonne le papier; éclat métallique. D = 4,215.
S	30,0	

3° Au *cuivre*, *plomb*, *zinc* et *fer*.

La *Castillite*: $(S(AgCu^2)+2S\ (Cu, Pb, Zn, Fe)$, d'après Rammelsberg, qui donne la composition suivante d'un échantillon trouvé à Guanasavi (Mexique) :

Ag	4,66	
Cu	41,11	
Zn	12,09	Couleur : pourpre, analogue à celle de la *Bornite* ou cuivre pourpré
Pb	10,04	$(Fe^2S^2+3Cu^2S)$; éclat métallique. D = 5,186 à 5,241.
Fe	6,49	
S	25,65	

4° A l'*antimoine* et à l'*arsenic*.

Cette classe de minerais est considérable et très variée, quoique moins abondante que la classe des sulfures proprement dits ; elle rentre dans les minerais antimonieux et arsénieux d'argent, qui se trouvent étudiés plus loin, dans un article spécial, à la division B. L'antimoine surtout est un minéralisateur de l'argent, peut-être plus puissant et plus énergique encore que le soufre ; c'est presque toujours à eux deux qu'ils constituent les types courants des minerais d'argent, en général

fort difficiles à traiter métallurgiquement : il est très rare qu'un minerai antimonieux argentifère ne soit pas riche en argent (en Bolivie surtout : Sicasica, Tecaraga, Rinconada, Colquiri, Pacuani, etc.)

69. En résumé les combinaisons naturelles du soufre et de l'argent, que nous venons d'examiner, constituent la base des minerais argentifères plombeux et cuivreux, galènes et pyrites cuivreuses argentifères, et une notable partie des minerais non cuivreux et non plombeux, simplement pyriteux, traités par l'amalgamation, pour fonte crue, ou même rejetée comme financièrement intraitables (Bolivie, Pérou et Mexique) : on voit que la série est étendue.

La réaction du soufre sur l'argent est énergique et rapide, même à la température ordinaire : c'est ce métalloïde qui ternit et noircit l'argenterie et altère en les jaunissant les photographies insuffisamment virées au chlorure d'or ; en fondant ensemble les deux corps dans un creuset, on obtient une matière opaque, grise, foncée, cristalline, d'aspect semi-métallique, d'une densité de 6,850, assez insoluble dans la plupart des réactifs, excepté dans le cyanure de potassium (assez légèrement), dans l'acide nitrique, l'acide sulfurique et l'acide chlorhydrique ; le sulfure d'argent est réduit par l'hydrogène et la vapeur d'eau et, même à la température ordinaire, par le mercure, par simple trituration.

D'après les expériences du Dr J. Percy, le sulfure d'argent est soluble dans l'argent fondu, qui en retient, après solidification, 19,56 %.

Les réactions du sulfure d'argent sur le fer, le cuivre, le sulfate de fer, l'alun (sulfate double d'alumine et de potasse), le sulfate de cuivre et le mercure, ont été étudiées par M. le Dr J. Percy et MM. Durocher et Malaguti : ils intéressent à un haut degré la théorie du traitement métallurgique, surtout celle de l'amalgamation.

70. Voici le résumé des résultats acquis :

1° Le mercure, seul, décompose le sulfure d'argent ; s'il y a un excès de mercure, il se forme un amalgame d'argent et un sulfure de mercure, contenant exactement la quantité de soufre éliminée par cette réaction.

2° Si l'on traite du sulfure d'argent par une même quantité de mercure, en présence successivement : de l'alun, du sulfate de fer et du sulfate de cuivre, les quantités d'argent éliminées du sulfure sont respectivement entre elles comme : 1,34, 1,85 et 2,83. L'action de la couperose bleue contenue dans le magistral et celle moins intense de la couperose verte ou du sulfate de fer sont bien mises en évidence par ces expériences, en ce qui concerne le sulfure d'argent bien entendu.

3° Les sulfures d'argent, compliqués d'autres sulfures, de galènes argentifères par exemple, ne se laissent pas décomposer aussi nettement ; certaines variétés refusent absolument l'élimination par le mercure. On est porté à croire que le sulfure d'argent, lorsqu'il est simplement et mécaniquement associé à la galène, est éliminé, tandis qu'il ne l'est plus, lorsqu'il est à l'état combiné, c'est-à-dire de sulfure double de plomb et d'argent. Ainsi sur 11 échantillons de galènes riches, de diverses provenances, 9 ont refusé de céder leur sulfure d'argent par l'amalgamation, et 2 seulement l'ont cédé : l'une (celle de Sala, Norwège) : 18,3.% de l'argent contenu, et l'autre, (Giromagny, Alsace) : 33 %. Mêmes conclusions pour les blendes, les pyrites de fer, les cuivres gris argentifères, qui ne cèdent pas d'argent au mercure, semble-t-il, à moins que l'argent du sulfure d'argent ne soit isolé, non combiné.

71. Les réactions qui suivent, concernant le sulfure d'argent, sont importantes pour le métallurgiste opérant par la voie sèche ; elles ont été pratiquées dans le laboratoire du Dr J. Percy et sous sa direction ; nous les consignons, pour plus de clarté, sous forme de tableau.

ACTION SUR LE SULFURE D'ARGENT CHAUFFÉ AVEC :			
1°	La potasse	Réduction du sulfure d'argent : 88,7 %; il reste 11,3 % dans la scorie.	Exp. de M. H. Louis.
2°	Le carbonate de soude .	Réduction du sulfure d'argent : 95,4 %; il reste 46 % dans la scorie.	id.
3°	Le sel marin	Réduction partielle d'argent, formation de chlorure d'argent, de sulfate de soude et d'acide sulfureux.	Exp. de M. R. Smith.
4°	Le cyanure de potassium.	Réduction du sulfure : 83,3 %; il reste 16,7 % avec le sulfure alcalin formé.	id.
5°	La litharge	Réduction complète ($Ag^2S + 2PbO = AgPb^2 + SO^2$).	id.
6°	Le protoxyde de cuivre.	Formation d'alliage de cuivre et d'argent ($AgS + 2CuO = AgCu^2 + SO^2$).	id.
7°	Le nitre	Réduction complète de l'argent ; scorie de sulfate de potasse.	id.
8°	Le chlore [1]	Sec, il y a formation de chlorure d'argent ; l'eau de chlore donne également du chlorure d'argent très rapidement et du chlorure de soufre.	M. C. Tookey.
9°	L'acide chlorhydrique .	L'acide dilué n'a point d'action ; l'acide concentré attaque incomplètement, à cause du chlorure d'argent formé, qui protège le sulfure d'argent restant.	M. Jackson.

1. Ces essais rectifient les données de H. Rose et de Karsten, qui indiquaient : le premier, que le sulfure d'argent n'est pas attaqué par le chlore gazeux à la température ordinaire et à peine à chaud ; le second, que le contraire a lieu.

3° Chlorure d'argent.

72. La combinaison de l'argent avec le chlore est facile à reconnaître, puisqu'elle est molle comme la cire (d'où son nom allemand de *kerate*) et se raye à l'ongle ; elle est incolore, quand elle est coupée au couteau fraîchement, d'après M. Field ; mais elle prend rapidement sa couleur ordinaire, c'est-à-dire le gris perle ou verdâtre, quelquefois le brun ; elle a l'aspect de la cire et offre une certaine transparence ou translucidité sur les bords ; elle est malléable et assez fragile. Densité 5,31 à 5,60 ; cristallisation cubique.

Voici les synonymes minéralogiques du chlorure d'argent.

France :	Allemagne :	Angleterre :	Espagne :	Composition chimique.
Chlorure d'argent.	Hornsilber.	Cerargyre.	Plata cornea.	AgCl.
Argent corné.	Kerate.	Hornsilver.	Plata resina.	

Les anciens chimistes et les alchimistes l'appelaient *Luna cornea*.

On le confond souvent, surtout au Chili, d'après M. Field, avec un chloro-bromure d'argent.

73. On trouve abondamment ce minerai d'argent dans les exploitations suivantes :

France : Huelgoat (Finistère, jadis). — Allemont (Isère).

Angleterre : Huel Mexico. — Huel Saint-Vincent, près Calstock à Dolcotah (Pays de Galles).

Espagne : Herrerias (province d'Almeria). — Hiendelaencina (province de Madrid). — Horcajo (province de Tolède).

Allemagne : Districts de Freiberg (Himmelfahrt, Himmelsfurst, etc.). — Districts du Hartz (Andreasberg, etc.).

Russie : Berezofsk ou Schlangenberg, près Kolywan (Sibérie).

États-Unis : Nevada (district de White Pine) ; à Ydaho, à Arizona.

Mexique et Pérou : Mines célèbres de Zacatecas et Catorce, etc., et, en général, dans *toutes* les exploitations d'argent du Mexique et du Pérou.

Chili et Bolivie : Tres Puntas (Atacama), surtout à Chañarcillo, près Copiapo, etc., au Potosi (Bolivie) et en général dans *tous* les districts argentifères du Chili et de la Bolivie.

74. On a trouvé le chlorure d'argent associé au *chlorure de sodium* à Huantaya, d'où le nom de *Huantajaïte :* ce minéral est très soluble dans l'eau, qui sépare le le chlorure d'argent insoluble ; il cristallise en cubes à l'aspect lamellaire, souvent transparent ; il tapisse ordinairement très superficiellement du minerai de fer. Sa composition est : 11 pour 100 de chlorure d'argent et 89 pour 100 de chlorure de sodium ; il happe la langue, en laissant un goût prononcé de sel. (Communication de M. Domeyko, minerai trouvé par M. Raymond, de Lima.)

M. Domeyko a fait connaître aussi un chlorure double d'argent et de mercure, d'un brun rougeâtre quelquefois jaunâtre, qui noircit, sous l'action prolongée de la lumière. Au couteau, la coupure a l'aspect de miel durci ; il est très friable et assez facilement pulvérisable.

Voici l'analyse moyenne que donne M. Domeyko de deux échantillons provenant de l'une des riches mines de Caracoles, la mine Julia, située dans le désert d'Atacama (Bolivie) :

Argent.	66,68	91,52.
Mercure.	2,20	
Chlore.	22,46	
Chlorure de sodium.		1,75.
Peroxyde de fer.		1,60.
Silice insoluble.		1,07.
Carbonate de chaux, perte, etc.		4,04.

75. Le même savant a trouvé le chlorure d'argent associé au *sulfure d'argent* et à l'*acide antimonique*; il désigne ce minerai sous le nom d'Argent blanc, *Plata blanca* (chloro-antimonio-sulfure d'argent), et dont voici la composition moyenne, déduite de trois échantillons, provenant de la mine Descubridora de Caracoles :

		1	2	3
Chlorure d'argent.	ClAg	11,30	11,20	10,30
Sulfure d'argent	SAg	45,20	45,50	50,60
Soufre en excès avec antimoine.	S; Sb	0,60	1,20	0,90
Acide antimonieux et antimoine contenu dans le sulfure d'argent.	Sb^2O^3;Sb	35,50	34,90	31,20
Perte.		7,20	7,20	7,00

76. La réaction du chlore sur l'argent se fait à la température ordinaire, sans incandescence, avec le gaz chlore sec; elle s'obtient aussi avec l'eau de chlore. La combinaison est une des plus stables connues. La matière est blanche, cristallise dans le système cubique et a une densité de 5,501, qui devient 5,567 après noircissement à la lumière, et 5,405 à 5,505 après fusion; suivant le nombre de fusions opérées, la densité paraît augmenter (Rodwell); la fusion s'opère à 360°, suivant Rodwell, et à 260°, d'après les expériences de M. E. Jakson; la volatilisation donne lieu à des fumées blanches très denses, à une assez haute température.

M. Kuhlmann, le célèbre chimiste de Lille, a obtenu du chlorure d'argent, analogue au chlorure naturel, en renversant un tube de verre rempli de nitrate d'argent, fermé par un bouchon poreux d'amiante, dans un vase contenant de l'acide chlorhydrique pur.

77. La solubilité du chlorure d'argent dans divers réactifs est une question des plus intéressantes pour le métallurgiste. Nous donnons ci-après, sous forme de tableau, les résultats acquis par divers chimistes, et qui sont fondamentaux pour la plupart des traitements par voie humide qui seront décrits ultérieurement. Nous remarquerons toutefois que le chlorure d'argent, noirci par la lumière, ne jouit pas exactement des mêmes propriétés que le chlorure intact. Pour l'amalgamation surtout, on est conduit à attribuer à cet état chimique différent certaines variations d'action de solubilité ou de réduction par le mercure métallique, que nous aurons occasion de signaler plus loin.

	LA SOLUBILITÉ DU CHLORURE D'ARGENT DANS :		EXPÉRIMENTATEURS
1.	Eau ordinaire.......	Nulle : $\frac{1}{113.000.000}$ d'acide chlorhydrique contenu dans l'eau, donne un nuage blanc, par l'addition d'un peu de nitrate d'argent.	
2.	Ammoniaque	Très soluble ; le précipité, si on fait bouillir, est fulminant.	
3.	Hyposulfite de soude.	Soluble, mais il y a décomposition partielle du chlorure.	
4.	Cyanure de potassium	Soluble, ainsi que dans la plupart des cyanures.	
5.	Acide chlorhydrique.	Soluble, surtout à chaud; le chlorure d'argent se décompose partiellement par refroidissement [1].	Vogel.
6.	Sel marin et chlorures en général.	Très soluble, si la solution est concentrée, à chaud et à froid ; dépôt, par refroidissement, de cristaux de chlorure d'argent.	
		Un litre de solution saturée de sel, à la température ordinaire, dissout toujours un minimum de $0^{gr},807$ de chlorure d'argent.	Becquerel.
7.	Chlorure de calcium.	Soluble surtout avec le temps : 100^{cent^3} de chlorure de calcium concentré froid, retiennent $0^{gr},05$ d'agent du chlorure d'argent, après 2 jours ; $0^{gr},07$, après 10 jours ; $0^{gr},11$ après 21 jours et $0^{gr},14$, après 60 jours.	E. Jackson.

8.

Divers **Chlorures**	DEGRÉ DE CONCENTRATION de la solution	GRAMMES D'ARGENT CORRESPONDANT AU CHLORURE d'argent dissous	Vogel.
De Potassium.....	24,95 % de sel	$0^{gr},068$	Ces chiffres sont voisins de ceux de Hahn, chimiste de l'usine de Wyandotte sauf pour le chlorure de calcium et d'ammonium, qui diffèrent notablement ; les autres ne sont pas tout à fait concordants.
Sodium.......	25,96	0 ,095	
Ammonium ...	28,45	0 ,276	
Calcium	41,26	0 ,628	
Magnésium...	36,35	0 ,539	
Baryum	27,32	0 ,055	
Fer..........	30,70	0 ,180	
Perchlorure de Fer..	37,48	0 .0004	
Chlorure de :			
Manganèse	43,85	0 ,222	
Zinc	53,34	0 .016	
Cuivre........	44,48	0 ,062	
Plomb........	0,99	0 ,000	

1 Voici, d'après Vogel, les quantités de chlorure d'argent dissoutes, suivant la température et le degré de concentration de l'acide chlorhydrique, d'une densité originaire de 1,165, dans 100 cent. cubes dudit acide chlorhydrique.

Acide pur à	1,165	de densité ; à froid :	$0^{gr},298$;	à chaud :	$0^{gr},560$
Acide dilué à	50 %	d'eau	0 ,056		
—	66 %		0 ,068		
—	75 %		0 ,008		
—	83,5 %		0 ,003		

Le résultat que constate M. Vogel sur l'insolubilité absolue du chlorure d'argent dans le chlorure de plomb est infirmé par l'expérience. Nos procédés du traitement par voie humide des minerais argentifères reposent précisément sur la solubilité du chlorure d'argent dans le chlorure de plomb, solubilité très grande à chaud, sur laquelle sont basés les brevets, qui fonctionnent dans les usines établies à Ripley et Widness (Angleterre). (Procédé Roswag, légèrement modifié par M. F. Maxwell Lyte.)

78. M. le docteur J. Percy a consacré une grande partie de son premier volume de la Métallurgie de l'Argent à l'étude du chlorure d'argent, qui y est très complète : il y rend compte des travaux si remarquables de tous ses devanciers, entre autres de MM. Durocher et Malaguti ; il y réunit les recherches faites par les chimistes employés par lui à son laboratoire : MM. H. Louis, Tookey, E. Jackson, R. Smith, Dick, etc.; il y résume les travaux de H. Rose, Karsten, Rodwell, Vogel, Hahn, Rammelsberg, Stas, Spiler, Mülder, Field, Wetzlar, Becquerel, Winkler, Plattner et autres : nous renvoyons le lecteur à cet ensemble considérable de faits relatifs au chlorure d'argent.

Nous nous bornerons ici à donner un extrait de ce qui concerne les questions suivantes :

1° de la formation des chlorures d'argent ; 2° des réactions du chlorure d'argent, en présence du mercure, réactions fort importantes pour la métallurgie de l'amalgamation de l'argent ; 3° des transformations du chlorure d'argent, en présence du sulfure d'argent ; 4° des réductions à l'état d'argent métallique que subit le chlorure d'argent.

79. 1° *a*/ Le chlorure de cuivre, en présence de l'argent métallique, *chlorure* l'argent :

$$2CuCl + Ag = Cu^2Cl + HgCl.$$

b/ Le perchlorure de fer, en présence de l'argent métallique, *chlorure* l'argent :

$$Fe^2Cl^3 + Ag = 2\,FeCl + AgCl.$$

c/ Le chlorure de mercure (calomel), en présence de l'argent métallique, *chlorure* l'argent :

$$2\,HgCl + Ag = Hg^2Cl + AgCl.$$

80. 2° Le chlorure d'argent est *réduit* par le mercure métallique :

$$AgCl + 2\,Hg = Ag + Hg^2Cl.$$

C'est la réaction fondamentale de l'amalgamation (américaine, européenne, etc.).

Ainsi le chlorure d'argent, comme l'argent natif et le sulfure d'argent, donne rapidement un amalgame d'argent, s'il y a un excès de mercure, et il y a formation d'un chlorure (d'un sulfure de mercure, dans le dernier cas).

D'après Fisher, la réaction du mercure et du chlorure d'argent, sous l'eau, est incomplète : il faudrait donc, d'après lui, éviter un excès d'humidité pour une bonne amalgamation : cette condition n'est jamais remplie en pratique.

Les travaux si remarquables de MM. Durocher et Malaguti établissent que

certaines substances et certains sels favorisent la décomposition du chlorure, en présence du mercure. Ainsi :

2gr de chlorure d'argent,
100gr d'argile,
190gr de mercure
et 50gr des substances désignées ci-après, — le tout soumis à l'amalgamation durant 24 heures, — a donné, en argent métallique dissous, les résultats suivants :

Avec le Mercure seul.	4,42 %
— l'Alun	13,65
— le Sulfate de fer.	9,48
— le Sulfate de cuivre.	6,73

Ainsi les substances ci-dessus seraient, dans l'ordre cité, les plus favorables à la réaction de l'amalgamation, dans le cas du *chlorure d'argent*[1].

Les mêmes savants ont constaté qu'une solution de sel marin active l'amalgamation, surtout si le chlorure d'argent est préalablement dissous dans la solution.

81. 3° *a/* Le sulfure d'argent *ne se chlorure pas*, en présence du sel, de l'air et de l'eau, à la température ordinaire.

b/ Le sulfure d'argent *se chlorure*, en présence du chlorure de cuivre, de l'air et de l'eau, à la température ordinaire :

$$AgS + 2\,CuCl = AgCl + Cu^2\,Cl + S$$

et, comme réaction subséquente, il se forme de l'oxychlorure de cuivre :

$$AgS + 2\,Cu^2Cl + 3\,O + 3HO = AgCl + [CuCl,\ 3(CuO,HO)] + S.$$

Cette réaction explique le rôle du chlorure de cuivre dans l'amalgamation, soit à l'état de cuivre métallique, en présence du sel marin, soit à l'état de sulfate de cuivre, en présence des chlorurants.

c/ Le sulfure d'argent *se chlorure* rapidement, quand on le fait bouillir avec une solution concentrée de chlorure de cuivre, avec ou sans la présence de l'air ; s'il y a du sel marin présent, il y a dépôt de soufre.

d/ Le sulfure d'argent se *chlorure* également, quand on le fait bouillir avec une solution concentrée de sulfate de cuivre ou bien encore de sulfate de peroxyde de fer, en présence du sel et de l'eau ; l'air est nécessaire, si l'on emploie le sulfate de protoxyde de fer, au lieu du sulfate de sesquioxyde. Tous ces faits sont fort importants dans les réactions de l'amalgamation et ces résultats sont dus aux recherches faites au laboratoire du Dr J. Percy.

82. 4°/ Les *réductifs* du chlorure d'argent donnent lieu à diverses réactions, que nous résumons dans le tableau synoptique suivant :

1. C'est précisément l'inverse de ce qui est observé pour le sulfure d'argent. Voir (70) 2°, page 51 : ceci explique bien des contradictions apparentes de manipulations et d'opinions.

LE CHLORURE D'ARGENT EST RÉDUIT :

1.	par l'hydrogène.	En argent métallique et acide chlorhydrique, à 260° : $AgCl + H = Ag + HCl$	E. Jakson.
2.	par la vapeur.	Mais seulement bien au-dessus de 260°.	E. Jakson.
3.	par la potasse.	En oxyde d'argent et chlorure de potassium : $AgCl + KO = AgO + ClK$ Cette réaction devient difficile, si le chlorure d'argent est sec; elle se fait facilement, si l'on ajoute des matières organiques, telles que sucre, amidon, etc.	
4.	par les carbonates alcalins.	Réduction complète : $AgCl + CO^2NaO = Ag + ClNa + O + CO^2$	
5.	par la chaux et le charbon.	C'est la réaction ordinaire des laboratoires et des ateliers d'essayeurs pour faire de l'argent métallique : $2AgCl + 2CaO + C = 2Hg + 2ClCa + CO^2$	
6.	par le bichlorure de cuivre.	$AgCl + ClCu^2 = Ag + 2CuCl$	
7.	par le charbon seul.	Le carbone ne réussit point : le charbon de bois est nécessaire.	
8.	par *le zinc*.	C'est le procédé le plus simple, le plus rapide et le plus courant, quand on opère sur le chlorure d'argent dans l'eau : $AgCl + Zn = ClZn + Ag.$	
9.	par *le fer*.	Même réaction; c'est le procédé employé pour réduire, dans les laboratoires d'essai de la Garantie et des Hôtels monétaires, le chlorure d'argent des analyses par le procédé Gay-Lussac : $AgCl + Fe = Ag + FeCl$ Cette opération est plus rapide, si l'on ajoute à l'eau un peu de sulfate de fer ou d'alun.	
10.	par le cuivre.	Le procédé d'Augustin repose sur cette réaction qui fournit de l'argent spongieux : $AgCl + Cu = Ag + ClCu.$ La réaction est plus lente qu'avec le zinc, mais, en chauffant, elle devient rapide.	Malaguti et Durocher.
11.	par le plomb.	Le chlorure d'argent doit être entouré d'eau ammoniacale pour que la réaction ait lieu.	Malaguti et Durocher.

B. Minerais relativement rares.

83. Les espèces minérales que nous rangeons dans cette catégorie de minerais sont au nombre de sept, savoir :

1° L'*amalgame d'argent* (alliage d'argent et de mercure).
2° L'*antimoniure d'argent,* se divisant en trois sous-classes :
  a) Antimoniure d'argent pur.
  b) Antimoniure d'argent avec sulfures, autres que le plomb et le cuivre.
  c) Antimoniure d'argent avec arséniures, autres que le plomb et le cuivre.
3° *Arséniure d'argent.*
4° *Séléniure d'argent.*
5° *Tellurure d'argent.*
6° *Iodure d'argent.*
7° *Bromure d'argent.*

1. Amalgame d'argent naturel.

84. Cet alliage naturel de l'argent et du mercure, connu sous le nom de mercure argental ou d'amalgame d'argent (en allemand : *Amalgam silber;* en anglais : *Silver amalgam;* en espagnol : *Plata azogada, amalgama de plata, arquerita*), tient généralement : 26,5 d'argent et 86 pour 100 de mercure.

Il se trouve à :

Rosenau (Hongrie), Sala (Suède), Almaden (Espagne) (?), Allemont (France), Moschellandsberg (Palatinat), Arqueros (Amérique du Sud, Chili, Coquimbo) ; entre Huasco et Copiapo, nord du Chili, dans les mines de Rosilla (Atacama (Bolivie)), etc.

Le minerai principal d'Arqueros est l'arquerite dans une gangue de barytine (*ayatullo*) ; il est fréquemment associé à la cobaltine, ce qui lui donne alors une belle couleur rose. Cette mine a produit, dans les 5 années qui ont suivi la découverte des mines d'Arqueros : 49 650^{kg} de métal fin : la présence du mercure a été longtemps ignorée.

Sa composition présente 6 types distincts, savoir :

1° Ag avec 1, 2, 3 équivalents de mercure		AgH, AgH^2 AgH^3.
2° Ag^3 — 4	—	Ag^3H^4.
3° Ag^5 — 3	—	Ag^5H^3 (*Domeykite*).
4° Ag^6 — 1	—	Ag^6H (*Arquérite*). Densité 10,8 : Composition 86,5 d'argent 13,5 mercure.
5° Ag^7 avec 2 équivalents de mercure		Ag^7H^2.
6° Ag^{18} — 1	—	$Ag^{18}H$ (*Kongsbergite*).

Toutefois ces alliages ou amalgames, qui tous cristallisent dans le système cubique, paraissent encore peu définis ; en tout cas, ils semblent démontrer que le mercure et l'argent se combinent presque en toutes proportions.

Les études faites sur les alliages de zinc et antimoine, par M. J. Cooke ; sur ceux d'étain et d'or, par M. Mathiesen, — comme le fait remarquer le Dr J. Percy —

semblent démontrer que des proportions diverses de métaux se peuvent combiner différemment, tout en demeurant à l'état de cristaux d'une même forme géométrique, c'est-à-dire d'un même système cristallographique.

L'amalgame Ag^5H^4 se trouve fréquemment associé au chlorobromure d'argent, qui, dans cette association, se présente en gros grains, tandis que le premier s'offre à la vue en petites masses cristallines brillantes, facilement pulvérisables.

Dans les Cordillères, entre Huasco et Copiapo, on a trouvé une masse d'amalgame pesant de 9 à 10 kilog., actuellement déposée au musée national du Chili; elle tient 79,4 pour 100 d'argent et 20,6 pour 100 de mercure, d'après M. Domeyko, et constitue le type très rare de Ag^5H^5.

Enfin, l'amalgame $Ag^{18}H$, ou *Kongsbergite,* a été trouvé associé à l'*arquérite* à Kongsberg, en Norwège.

On trouve quelquefois un amalgame natif d'or, argent et platine (Amérique du Sud).

On trouve aussi le mercure associé à des sulfo-arséniures d'argent (fahlerz mercuriels), où il représente 0,52 à 17,27 % du minéral, qui contient en outre d'autres métaux : fer, zinc, cuivre, etc. M. Rammelsberg a étudié en détail les divers fahlerz (Voir Désargentation des cuivres).

Enfin, on le trouve à l'état de chlorure double d'argent et de mercure (74) et de sulfo-séléniure mercuriel d'argent.

85. Le rôle que joue le mercure avec l'argent, à l'état d'amalgame d'argent, est étudié dans la septième Section, intitulée : *Appendice*, où le lecteur trouvera mentionnées toutes les réactions importantes relatives à ces deux métaux.

Les amalgames artificiels de mercure et d'argent sont fort nombreux. M. Joule en a préparé, par divers procédés, 8 espèces, dont voici le tableau ci-après :

Le mercure étant 100, les proportions d'argent retenu et les poids spécifiques présentent les variations suivantes :

N° d'ordre.	Mercure.	Argent.	Poids spécifique.	N°s d'ordre par poids spécifique.	OBSERVATIONS.
1	100	32,60	14,68	6	Obtenu par le contact du mercure avec le nitrate d'argent.
2	»	100,30	»	»	Id.
3	»	104,72	13.25	5	Id.
4	»	106,40	12,49	3	Id.
5	»	115,40	»	»	Id. à chaud.
6	»	155,80	12,34	2	Id. Id.
7	»	261,40	11,42	1	Par courant voltaïque.
8	»	293	12,54	4	Cristaux de la même opération.

Par pression énergique, ces divers amalgames ont fourni un type unique de 10 de mercure et 43,67 d'argent, que M. Joule considère comme un amalgame défini correspondant à la formule AgH^2, et auquel tous les autres peuvent se rapporter, y compris les amalgames, obtenus par des moyens analogues, par M. Crookewitt. (Voir Métall. de l'Argent et de l'Or du docteur J. Percy et les expériences de MM. Durocher et Malagutti, *Ann. des mines, loco citato.*)

D'après les résultats obtenus par ces derniers savants, il est probable que l'amalgame d'argent qu'on obtient par filtration dans une peau de chamois et par pression, est en simple suspension dans le mercure en excès : cependant la question n'est pas encore nettement élucidée.

2. Antimoniure d'argent.

86. Les variétés de l'argent minéralisé par l'antimoine et l'arsenic, qui souvent sont tous deux associés au soufre, sont nombreuses.

L'espèce minérale *antimoniure d'argent* est fréquente, mais rarement isolée. Nous considérerons les deux types principaux suivants : 1° les espèces où l'argent domine, à l'exclusion du cuivre et du plomb; 2° les espèces où l'argent est en petites proportions, par rapport au cuivre et au plomb. Ces derniers minerais constituent alors les cuivres gris, les fahlerz, les bournonites, dont on trouvera une description, ainsi qu'il a été dit, dans la Désargentation des cuivres argentifères. Nous ne nous occuperons donc ici que de la première catégorie de ces minerais, c'est-à-dire de ceux qui sont de véritables minerais d'argent : elle se subdivise elle-même en trois sous-classes :

a) Antimoniures d'argent simples.
b) Antimoniures d'argent avec sulfures.
c) Antimoniures d'argent avec arséniures.

87. *a*) **Antimoniures d'argent simples.**

Ce que les minéralogistes appellent Antimoniure simple d'argent ou *Dyscrasite* (en allemand : *Antimonsilber;* en anglais : *Antimonide of silver;* en espagnol : *Plata antimonial*) contient toujours des traces de soufre et de fer. Après discussion des résultats fournis par les analyses de MM. Domeyko, Forbes, Petersen, Rammelsberg, M. Percy penche pour l'opinion de M. Petersen, qui n'admet que deux types : l'un à 3, l'autre à 6 équivalents d'argent pour 1 d'antimoine, et dont les poids spécifiques respectifs sont 9,144 et 10,027. Rammelsberg indique deux types un peu différents: l'un, d'un poids spécifique de 9,725 à 5 équivalents d'argent et 1 d'antimoine; l'autre, d'un poids spécifique de 9,851 avec 10 équivalents d'argent et 3 d'antimoine.

Comme composition courante de l'antimoniure d'argent, on admet généralement 78,22 de Ag pour 21,78 de Sb. Les cristaux appartiennent au 4e système.

L'antimoniure d'argent a été trouvé :

A Gnadegottes (Andreasberg, Hartz); Altwolfach (Baden); à Allemont (Isère); à Gualdalcanal, Botija, Plasenzuela, en Espagne; dans les mines de Rosario et Descubridora du Chili; en Bolivie; au Mexique, etc. Les deux types de la mine Rosario tiennent respectivement, d'après M. Domeyko : 94,2 d'argent pour 5,8 d'antimoine et 95,9 pour 4,10 d'antimoine.

88. *b*) **Antimoniures d'argent sulfurés ou sulfo-antimoniures d'argent.**

Ces espèces minérales sont fort nombreuses : l'espèce type, connue sous le nom de *Miargyrite*, tient en moyenne :

56,95 pour 100 d'argent
41,16 — d'antimoine
21,89 — de soufre, et correspond à la formule : $AgS + Sb^2S^3$.

L'analyse du minerai de Braunsdorf (Saxe), de H. Rose, donne :

Antimoine :	39,14
Soufre :	21,75
Argent :	36,40
Cuivre :	1,06
Fer :	0,62

Densité : 5,3 ; cristallisation : 5[e] système ; couleur : graphitique, avec reflets rougeâtres, surtout sur les bords ; décrépite au feu.

On désigne encore, dans les livres, deux variétés de miargyrite sous les noms de *Kengotite* et de *Hypargyrite*, encore peu définies.

89. Pour mettre un peu d'ordre dans cette étude des antimoniures d'argent sulfurés, il nous semble que le tableau ci-après, dans lequel les espèces qui nous restent à examiner sont classées avec l'indication sommaire de leurs différents caractères, remplira mieux le but qu'une description, nécessairement prolixe. Mais nous donnerons auparavant les caractères de l'*arséniure d'argent*, parce qu'il joue également un rôle fréquent dans les associations multiples que nous allons spécifier.

3. Arséniure d'argent simple.

90. Ce minerai se compose : d'après un premier type, de 5 pour 100 d'arsenic et 78,30 d'argent ; d'après un autre, de 85 pour 100 d'arsenic et 42,56 d'argent ; le reste du minerai est formé d'arséniures d'autres métaux. Le premier type se trouve abondamment et forme la base des minerais de l'Ile d'Argent (Silver Islet), près de Thunder Bay, Lac Supérieur, dans la chaux carbonatée ; le second, au Chili, mélangé d'argent natif. Voici leur composition : les analyses sont, celles du 1[er] type, de M. Macfarlane ; celles du 2[e] type, de M. Field :

	1 SILVER ISLET	2 CHILI	OBSERVATIONS.
Ag	78,34	12,56	Tous deux : Éclat métallique, couleur gris foncé ; mêlés d'argent natif, de carbonate de cuivre et de minerai de cobalt et nickel.
As	5,98	66,17	
Ni	12,93	»	
Co	2,75	3,24	
Acide arsénieux. O_3	»	17,22	

On trouve assez communément au Pérou un arséniure de fer argentifère, dont la formule, d'après M. Ratclife, est : $Fe + FeAs^2$, et qui est en réalité une pyrite arsenicale, appelée par divers métallurgistes *Lœlingite*.

91. On donne au Chili, à Copiapo et surtout à Punta-Brava, d'après le D[r] Forbes, le nom d'arséniure d'argent, à un alliage d'argent et d'arsenic natif, le premier métal formant un tissu en fils très fins dans la masse d'arsenic.

A la mine de Bandurias, M. Domeyko a trouvé un arséniure d'argent, de couleur

gris de plomb, tirant sur le blanc, dans une gangue de carbonate de chaux argileux, qui, par simple lévigation, a donné les 3 classes triées suivantes, qui s'y trouvaient associées :

		I.	II.	III.	OBSERVATIONS.
Argent.	Ag	82,50	39,80	1,50	I. Grains métalliques.
Arsenic.	As	10,10	27,10	53,70	
Antimoine.	Sb	0,80	1,00	»	
Fer.	Fe	0,50	13,80	1,90	II. Poudre pesante, d'aspect métallique.
Cobalt.	Co	0,60	8,30	11,55	
Nickel.	Ni	»	0,60	3,75	
Mercure.	Hg	5,60	»	»	
Soufre.	S	»	»	0,15	III. Poudre terreuse, d'un noir clair.
Gangues.		»	8,20	26,50	
	Formules :	6 {Ag, Hg, Fe, Co} As	3 {Ag, Fe, Co} As	Co, As. (*Smaltine* argentifère).	

92. Un polyarséniure d'argent, cuivre et bismuth, est décrit par M. Domeyko, provenant de la mine de San Antonio del Potrero Grande, près Copiapo, où le même professeur trouva trente ans auparavant la *Chilénite* (bismuth : 14,4 à 15,3 ; et l'argent : 85,5).

Voici les caractères de ce polyarséniure : amorphe ; structure granulaire à grains fins ; noir ; avec irisations, après exposition à l'air, analogues à celles de la philippsite ; prenant l'aspect métallique argentin, sous la friction d'une pointe de fer ; dureté 3,5 ; poids spécifique 6,66 à 6,81. Sa composition moyenne est la suivante :

Argent.	Ag		28,98.
Oxyde de cuivre.	CuO	10,02	51,88.
Cuivre.	Cu	41,86	
Or.	Au		6,70.
Bismuth.	Bi		6,91.
Gangue.			5,01.

Essayons maintenant une classification des diverses espèces d'antimoniures et d'arséniures, ou de sulfo-antimoniures et de sulfo-arséniures d'argent complexes.

A. MINERAIS

93. **ANTIMOINE ET SOUFRE.**

Outre la *miargyrite* dont nous avons parlé (78) et qui est l'espèce type, nous citerons

PAYS	LOCALITÉS	SYNONYMES	Ag	Sb	S	AUTRES MÉTAUX
Allemagne. .	Mine de Wolfach (Baden).	*Polyargyrite.* All. : *Weichglaserz.*	76,70	6,98	14,78	Fe : 0,56 ; Zn : 0,50.
Allemagne. .	Mine de Schemnitz (Hongrie).	*Stéphanite.* All. : *Sprödglaserz.* Angl. : *Brittle sulfide of silver.*	68,54	14,68	16,42	Cu : 0,64.
Allemagne. .	Mine d'Andreasberg (Hartz).	Idem.	68,38	15,79	16,51	Fe : 0,14.
Allemagne. .	Mine Kurprinz (Freiberg).	*Fireblende.* *Pyrostilpnite*	62,30	(indét.)	(indét.)	»
Allemagne. .	Andreasberg (Hartz).	**Argent rouge foncé.** *Pyrargyrite.* All. : *Dunkle Rothgultigerz.* Angl. : *Dark red silverose.* Esp. : *Plata roja.*	59,95	22,28	17,77	»
Mexique. . .	Mexico.	*Brongniardite*, avec plomb.	24,77	29,77	19,24	Pb : 24,91 ; Cu : 0,62 ; Fe : 0.26 ; Zn : 0,56.
Allemagne. .	Himmelsfurst (Saxe).	*Freieslebenite.* All. : *Schilfglaserz*, avec plomb.	22,95	27,38	18,74	Pb : 30,27 ; Cu : 1,22 ; Fe : 0,11.
Espagne. . .	Hiendelaencina (Santa Cecilia).	»	22,45	26,83	17,60	Pb : 22,45.
Allemagne. .	Przibram (Bohême)	»	23,08	27,41	18,41	Pb : 23,8 ; Fe : 0,65.
Chili. . . .	Copiapo.	*Stylotypite*, avec cuivre.	8,30	30,53	24,30	Cu : 28 ; Fe : 7.
Allemagne. .	Himmelsfurstb (Freiberg).	*Polytelite.* All. : *Weissgültigerz.*	*a*) 22,00	22	22	»
			b) 9,41	»	»	»
Allemagne. .	Hoffnungsgotte (Freiberg.)	Idem.	5,78	22,39	22,39	Pb : 38,36 ; Cu : 0,32 ; Fe : 3,83 ; Zn : 6,79.

D'ARGENT TENANT :

SANS ARSENIC.

comme minerais contenant de l'antimoine et du soufre :

SYSTÈME de CRISTALLISATION	AUTRES LOCALITÉS OÙ SE TROUVE CE MINERAI	P. SP.	COULEUR, ETC.	FORMULES	OBSERVATIONS
»	»	»	»	$12AgS + SbS^3$.	Analyse de Petersen.
Prismatique.	Freiberg, Schneeberg, Johann-Georgenstadt (Saxe).	6,269	Métallique ; noir de fer.	$5AgS + SbS^3$ (Rammelsberg).	Analyse de H. Rose.
»	Joachimsthal, Przibram, Ratieboritz (Bohême); Kremnitz (Hongrie); Zacatecas, etc. (Mexique) ; Pérou.	»	»	Même formule.	Analyse citée par Kerl.
»	Przibram (Bohême) ; Andreasberg (Hartz).	4,2 à 4,3	Translucide ; rouge hyacinthe.	»	Cristaux menus très délicats, flexibles.
Rhomboïdal.	Freiberg, Joachimsthal, Altwasser, Ratieboritz, Wolfach (Allemagne) ; Schemnitz, Kremnitz (Hongrie) ; Kongsberg (Norvège); Guadalcanal, Hiendelaencina (Espagne) ; Collington (Cornouailles) ; Guanaxato, Zacatecas (Mexique) ; Washoe, Austin (Nevada, États-Unis) ; Copiapo (Chili) ; Poormanlode (Idaho).	5,75 à 5,85	Rouge de cochenille ; cassure rhomboïdale.	»	» On en a trouvé à Poormanlode des masses pesant des centaines de kilogr.
»	»	5,95	Aspect métallique ; ressemble à la bournonite.	$AgS + PbS + SbS^3$.	Analyse de Damour, sur un échantillon massif de 7^{kg}, parsemé de pyrites.
Oblique.	Felsöbanya (Hongrie) ; Ratieboritz (Bohême); Kapnik (avec Bi) (Transylvanie).	6,19	Opaque, gris d'acier.	$5(PbAg)S + 2SbS^3$.	Analyse de Wöhler (moyenne de 3 analyses).
»	»	5,6 à 5,7	»	»	Analyse de Don L. de la Escosura.
»	»	6,23	»	»	Analyse de Payr.
Prismatique.	»	4,79	Noir de fer ; éclat métallique.	»	Analyse de V. Kobell.
»	»	»	»	»	Analyse de Klaproth.
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	$4\left(\begin{matrix}Ag\\Pb\\Zn\\Fe\end{matrix}\right)S + SbS^3$.	Analyse de Rammelsberg.

B. MINERAIS

94. ARSENIC ET SOUFRE.

PAYS	LOCALITÉS	SYNONYMES	Ag	As	S	SYSTÈME de CRISTALLISATION
Allemagne.	Schneeberg (Saxe).	**Argent rouge clair.** *Proustite.* All. : *Lichtes Rothgültigerz.* Angl. : *Light red silver ore.* Esp. : *Plata roja clara, Rosicler.*	65,41	15,19	19,40	Rhomboïdal.
Idem. . . .	Himmelsfürst. (Saxe).	*Xanthacone*, nom donné à de l'argent rouge clair, de la mine de Himmelsfürst.	64,18	15,49	21,56	Rhomboïdal.
Idem. . . .	»	Idem.	63,88	14,32	21,80	»

C. MINERAIS

95. III. — ANTIMOINE ET ARSENIC.

PAYS	LOCALITÉS	SYNONYMES	Ag	Sb	As	S
Allemagne	Mine Samson, à Andreasberg (Hartz).	»	8,80	15,46	49,10	0,85
Chili	Charnacillo, près Copiapo.	*Charnacillite.*	*a*) 53,80	19,60	23,80	»
Idem.	Idem.	Idem.	*b*) 53,50	21,40	22,50	»

D'ARGENT TENANT :

SANS ANTIMOINE.

AUTRES LOCALITÉS où SE TROUVE LE MINERAI	P. SP.	COULEUR, ETC.	FORMULES	OBSERVATIONS
JohannGeorgenstadt, Annaberg, Marienberg. Freiberg, Wolfach (Baden); Joachimsthal (Bohême).	5,42 à 5,56	Rouge clair adamantin, semi-transparent; cassure conchoïdale; décrépite au feu.	$3AgS + AsS^3$.	H. Rose a toutefois trouvé 0,69 % de Sb dans un échantillon de Joachimsthal.
Sainte-Marie-aux-Mines (Alsace); Guadalcanal, Hiendelaencina, Sierra Almagrera (Espagne); Mexique; Nevada (États-Unis); Copiapo (Chili).	5,15 à 5,19	Rouge orange, quelquefois brun, aspect résineux; cassant; cassure conchoïdale.	$3AgS,AsS^3 + 2(3AgS,AsS^3)$.	Analyse de Plattner.
	»	»	»	Idem.

D'ARGENT TENANT :

SANS SOUFRE.

AUTRES MÉTAUX	P. SP.	COULEUR, ETC.	FORMULES	OBSERVATIONS
Fe : 24,60,	7,73	Blanc métallique.	$AsFe + AgSb$.	Analyse de Rammelsberg. Klaproth et Dumenil appellent ce minerai : Arséniure d'argent.
Fe : 3,00.	»	Blanc métallique en grains, dans gangue de carbonate de chaux.	$AsFe^2 + Ag^2(Sb,As^3)$.	Analyse de Domeyko.
Fe : 3,00.	»	»	»	»

D. MINERAIS

96. **ANTIMOINE,**

PAYS	LOCALITÉS	SYNONYMES	Ag	Sb	As	S	AUTRES MÉTAUX
Autriche-Hongrie.	Schemnitz (Hongrie).	*Polybasite* ou sulfo-arsénio-antimoniure d'argent cuivreux.	72,43	0,25	6,23	16,83	Cu : 3,04; Fe : 0,33; Zn : 0,59.
Idem.	Przibram (Hongr.).	»	68,55	11,53	(?)	15,55	»
Allemagne. . .	Freiberg (Saxe).	»	69,99	8,39	1,17	16,35	»
Angleterre. .	Cornouailles (Angleterre).	»	72,01	5,46	3,41	15,87	»
Mexique. . . .	Guarisamey.	»	64,29	5,09	3,74	17,04	»
Chili	Tres Puntas.	»	64,30	4,20	4,10	16,10	»
Pérou.	Ampanu.	Antimoine gris. Angl. : *Grey antimony.* Esp. : *Antimonio pardo.*	5,74	Avec le Pb 55,5	»	»	Au : 0,0054;

Il faudrait placer ici le groupe des *fahlerz*, dont la formule générale peut être exprimée par :

$$(SbAs)S^3 + 4SR;$$

et dans laquelle	Sb	As	S
varient de.	22 %	11,55 %	21,17 %
à.	28,78	12,4	28

Quelquefois l'arsenic, l'argent, le zinc et souvent le mercure manquent ; jamais le cuivre.
Cette étude des fahlerz se trouve dans la *Désargentation des Cuivres argentifères;* nous nous contenterons

Pérou	San Blas.	Fahlerz ou cuivre gris.	1,34	(indét.)	»	(indét.)	Pb : 1 %; Cu : 10 %.
	San Pedro.	»	1,63	»	»	»	Cu : 8,2.
	Confianza.	»	1,65	»	»	»	Cu : 7,2.
	Santo Domingo.	»	1,10	»	»	»	Cu : 1,90.
Bolivie. . . .	Huanchaca.	Idem.	12 à 13 %	»	»	»	»
Angleterre[1]. .	Foxdale (île de Man)	Fahlerz ou cuivre gris.	13,57	24,85	»	27,48	Cu : 22,62; Zn : 4,65; Fe : 4,80; Pb : 1,43.

1. A titre de comparaison et pour mémoire, nous citons ici un type anglais traité par fusion, non par amalgamation.

Nous renvoyons le lecteur aux nombreuses expériences faites dans le laboratoire de M. le docteur J. Percy sur les à l'aide de la chaleur ; les alliages sont eassants et se décomposent par fusion avec le nitre. L'arsenic s'unit également

97. Le *sélénium*, le *tellure*, l'*iode* et le *brome* sont des minéralisateurs assez importants de

D'ARGENT, TENANT :

SOUFRE ET ARSENIC.

SYSTÈME de CRISTALLISATION	AUTRES LOCALITÉS où SE TROUVE CE MINERAI	P. SP.	CARACTÈRES	FORMULES	OBSERVATIONS
Prismatique.	Guanaxato, Guadalupe y Calvo (Mexique); Comstoklode, Reese River (Nevada) : District de Owyhee (Idaho, Ét.-Unis).	6,08 à 6,21	Opaque noir, mais rouge cerise par transparence sur les bords; éclat métallique; forme ordinaire tabulaire.	»	Analyse de H. Rose.
»	»	»	»	»	Analyse de Tonner.
»	»	»	»	»	Analyse de H. Rose.
»	»	»	»	»	Analyse de Joy.
»	»	»	»	»	Analyse de H. Rose.
»	»	»	»	»	Analyse de Domeyko.
»	»	»	»	»	Analyse de W. Ratcliffe; gangue de quartz.

R, représentant : Cu, Ag, Hg, Zn, Fe,

Cu	Ag	Hg	Zn	Fe
14,81 %	0,25 %	0,07 %	0	2,24 %
37,95	31,29	0,35 %	5,77 %	7,00

de citer ici les types de fahlerz, très riches en argent, et qui passent à l'amalgamation au Pérou et en Bolivie.

»	»	»	»	»	Analyse de W. Ratcliffe.
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»
»	»	»	Gris d'acier; structure granulaire.	»	Analyse de Domeyko.
»	»	»	»	»	Analyse de M. Forbes; gangue de quartz (0,35 %).

réactions chimiques de l'arsenic et de l'antimoine sur l'argent. L'antimoine s'unit en toutes proportions avec l'argent, en diverses proportions et facilement avec l'argent, à l'aide de la chaleur.

l'argent, que nous allons examiner à leur tour.

Le tableau synoptique suivant résume, dans ce même ordre, les caractères de ces quatre

98. 4° — SÉLÉNIURES

PAYS	LOCALITÉS	SYNONYMES	Ag	Se	AUTRES MÉTAUX
Allemagne.	Tikelrode (Saxe).	Séléniure d'argent. *Naumannite.*	65,56	29,53	Pb : 4,91.
»	»	Idem.	11,67	26,52	Pb : 60,15.
Suède	Skrikerum (Smæland).	*Eukairite.*	42,73	28,54	Cu : 25,30.
Idem.	Idem.	»	43,17	32,07	Cu : 24,66.
Idem.	Idem.	*Crookésite* (avec Thallium).	1,44	33,27	Cu : 46,11; Tl : 18,55 Fe : 0,63.
Idem.	Idem.	»	5,04	30,86	Cu : 46,55; Tl : 16,27 Fe : 0,36.
Idem.	Ideu.	»	5,09	32,10	Cu : 44,21 ; Tl : 16,89; Fe : 1,28.
Chili.	Mine Descubridora. (Caracoles.)	Sulfoséléniure d'argent mercuriel.	25,05	68,95	S : 4,29; Hg : 0,01; Sb : 1,10.

espèces minérales qui entrent parfois comme minerais dans le traitement métallurgique :

D'ARGENT.

SYSTÈME de CRISTALLISATION	AUTRES LOCALITÉS où SE TROUVE CE MINERAI	P. SP.	CARACTÈRES	FORMULES	OBSERVATIONS
Cubique.	Taxo (Mexique), d'après del Rio.	8	Opaque, éclat brillant, couleur de fer, malléable.	(Ag,Pb)Se	Analyse de G. Rose.
»	»	»	Laminaire.	»	Analyse de Rammelsberg. Accompagne la *Clausthalite* (SePb).
»	»	»	Se présente dans la calcite, en masses noires.	AgSe + Cu^2Se	Analyse de Berzélius et Nordenskiöld. Analyse de Berzélius.
»	Aguas Blancas, près de Copiapo, dans la province de San Juan, et à Cacheuta, province de Mendoza (Chili) ; Flamenco, près Tres Puntas (Atacama).	»	Opaque, cristallin, gris de plomb.	»	Analyse de Nordenskiöld ; moyenne de 3 analyses.
»	»	6,90	Gris de plomb ; opaque ; éclat métallique ; fragile.	Cu^2Tl,Ag)Se	Analyse de Nordenskiöld ; paraît être un mélange de *Berzélianite* ($SeCu^2$) et d'*Eukairite*.
»	»	»	»	»	Analyse de Nordenskiöld.
»	»	»	»	»	Analyse de Nordenskiöld.
»	»	»	Noir ; brillant ; en rognons irréguliers ; enveloppé de gypse et de chlorure d'argent.	»	Analyse de Domeyko. La composition est déduite de l'analyse donnée par l'auteur.

99. 5. — TELLURURES

PAYS	LOCALITÉS	SYNONYMES	Ag	Au	Te	AUTRES MÉTAUX
	»	On considère le Tellurure d'argent pur, *Hessite*, comme composé de	62,73	»	37,27	»
Sibérie.	Mines de Savodinskoï, près Barnaul.	»	62,32	»	36,92	Fe : 0,24 à 0,50.
Transylvanie . .	Mine près de Nagyag.	»	61,55	0,69	37,76	
Hongrie	Retzibanya.	»	64,5	»	35,0	»
Amérique. . . .	Red Cloud mine. Colorado.	»	59,91	0,22	37,86	Fe : 1,35; Cu : 0,17; Pb : 0,45; Zn : traces.
Idem.	Idem.	»	60,19	0,20	38,07	Fe : 1,20; Cu : 0,16; Pb : 0,18; Zn : traces.
Idem	Idem.	*Hessite aurifère.*	59,68	3,31	37,60	Cu : 0,05; Fe : 0,15; quartz : 0,18.
Idem	Idem.	»	59,83	3,34	36,74	Cu : 0,06; Fe : 0,21; quartz : 0,13.
Idem	Idem.	»	50,56	13,09	34,91	Cu : 0,07; Pb : 0,17; Zn : 0,15; Fe : 0,36; quartz : 0,70; traces de Pb, Fe, S.
Idem	Nagyag.	Tellurure double d'argent et d'or. *Petzite.*	46,76	18,26	34,98	»
Idem. Californie.	Mine Stanislas.	»	42,14	25,63	32,25	»
Idem	Golden Rule	»	41,86	25,60	32,68	»
Idem	Idem.	»	40,87	24,97	34,16	»
Idem	Mine Stanislas.	»	40,60	24,80	35,40 (?)	»
Idem. Colorado	Red Cloud mine.	»	40,73	24,10	33,49	Zn : 0,05; Fe : 0,78; Bi : 0,41; Pb : 0,26; quartz : 0,62; tr. Cu.
Idem	Idem.	»	40,80	24,69	32,97	Zn : 0,21; Fe : 1,28; quartz : 0,07; tr. Cu.
Transylvanie . .	Offenbanya.	Tellure graphitique. *Sylvanite.*	10,00	30,00	60,00	»
Idem	Idem.	»	14,68	24,89	55,59	Pb : 2,54; Sb : 2,50.
Idem	Idem.	»	7,47	27,10	51,52	Pb : 8,16; Sb : 5,75.
Idem	Idem.	»	2,78	29,62	49,96	Pb : 13,82; Sb : 3,83.
Idem. Colorado.	Red Cloud mine.	»	13,05	24,85	56,31	Cu : 0,25; Zn : 0,45; Fe : 3,28; S : 1,82; traces Se.
Californie . . .	Mine Stanislas (comté de Calaveras).	*Calavérite.*	3,52	40,70	55,85	»
Idem.	Idem.	»	3,08	40,92	56,00	»

D'ARGENT.

SYSTÈME de CRISTALLISATION	AUTRES LOCALITÉS OÙ SE TROUVE CE MINERAI	P. SP.	CARACTÈRES	FORMULES	OBSERVATIONS
»	»	»	»	AgTe.	»
Prismatique.	Mine Stanislas (comté de Calaveras, Californie).	8,3 à 8,6	Éclat métallique; gris d'acier.	»	Analyse de G. Rose. moyenne.
»	»	»	»	»	Analyse de Petz.
»	»	»	»	»	Analyse de Rammelsberg.
»	»	8,47	Gris de fer noirâtre; structure granulaire, avec petites géodes de pyrites de fer et harytine cristallisée.	»	Analyse de Genth; la gangue est le schiste talqueux.
»	»	»	Idem.	»	Analyse de Genth.
»	»	8,78	Gris de fer, passant au pourpre foncé, en se ternissant avec le temps; plus il y a d'or, plus la masse est cassante.	»	Analyse de Genth.
»	»	»	»	»	»
»	»	8,89	»	»	»
»	»	8,72 à 8,83	Variant du gris d'acier au noir de fer, avec irisations.	(AgAu)Te.	Analyse de Petz.
»	»	9,01 à 9,02	»	»	Analyse de Genth.
»	»	»	»	»	Analyse de Genth.
»	»	»	»	»	Analyse de Genth.
»	»	9,00 à 9,04	»	»	Analyse de Küstel.
»	»	»	»	»	Analyse de Genth.
»	»	»	»	»	Analyse de Genth.
Oblique.	Nagyag (Transylvanie); mines de Melones, Stanislas (Calaveras, Californie).	5,7 à 8,03	Éclat métallique; poussière couleur jaune de laiton.	»	Analyse de Klaproth.
»	»	»	»	»	Analyse de Petz.
»	»	»	»	»	Idem.
»	»	»	»	»	Idem.
»	»	»	Clivage dans un sens: très enchevêtré dans des pyrites de fer.	»	Analyse de Genth.
»	»	»	Couleur jaune de bronze, fragile et cassant; se présente fréquemment avec la *petzite*.	$AuTe^4$.	Analyse de Genth.
»	»	»	»	»	Analyse de Genth.

100. 6. — IODURES

PAYS	LOCALITÉS	SYNONYMES	Ag	Hg	I	AUTRES MÉTAUX
Mexique	Mine de Albarradon près Mazapil (Zacatecas).	Iodure d'argent. Angl. : *Iodite, Iodyrite.* All. : *Iodargyrite.*	45,97	»	54,03	»
Chili	Mine Julia de Caracoles. Cette matière argentifère iodée a été analysée par M. Domeyko. La masse principale (Negrillos) est composée de. . . . . Le reste du minerai se compose de . . . . bleuâtre (d'où son nom de *negrillos*), mou, poreux, spongieux, et est croûte est composée en majeure partie d'oxychlorure de plomb et de car-					
Idem	Mine de Charnacillo.	*Tocornalite.*	33,80	3,90	41,77	La gangue est de la silice : 16,65 %.
Idem	Mine de Caracoles.	Chloroiodure d'argent.	14,80	18,00	9,30	Chl : 4,7 %.

101. 7. — BROMURES

PAYS		SYNONYMES	Ag	Br	Chl	AUTRES MÉTAUX
Chili	Charnacillo.	*Bromyrite.* Angl. : *Bromite. Bromargyrite* (Rammelsberg). Esp. : *Plata verde.*	57,45	42,55	»	»
Idem.	Idem.	*Embolite.* Chlorobromure d'argent.	68,22	16,84	14,92	»
Idem.	Idem.	»	66,94	19,82	13,18	»
Idem.	Idem.	»	61,07	33,82	5,00	»

Nous n'insistons pas sur les réactions chimiques du sélénium, tellure, iode et brome sur l'argent

D'ARGENT.

SYSTÈME de CRISTALLISATION	AUTRES LOCALITÉS où ON TROUVE CE MINERAI	P. SP.	CARACTÈRES, ETC.	FORMULES	OBSERVATIONS
Rhomboïdal.	Mine Algodones, près Coquimbo; mine Delirio, près Charnacillo (Chili); au Pérou; à Hiendelaencina (Espagne); Cerro Colorado (Arizona).	»	Aspect résineux; jaune de soufre; vert et brun; très fragile et facile à pulvériser.	AgI	»

et contient environ, Iodure d'argent 6,61
. . . . Sulfure d'argent 37,56
Chlorure d'argent 6,32
. . . . Galène 12,45
Carbonate de plomb . . . 35,06 } dont la teneur varie souvent.

Elle se présente avec un aspect noir enveloppée dans une croûte plus dure, jaunâtre et ocreuse, ne renfermant point d'iode ni d'argent : cette bonate de plomb. C'est dans cette même mine qu'on trouve le chlorure d'argent mercuriel (74).

»	»		Amorphe, jaune pâle, mou, passant à la lumière au vert grisâtre et à la fin au noir.	$AgI + Hg^2I$	Analyse de Domeyko.
»	»	»	Amorphe, jaune; noircit à la lumière; à gangue de barytine et de sulfate de plomb.	»	Analyse de Domeyko. C'est un minerai qui fournit annuellement à Caracoles plus de 125000 kil. d'argent, et qui jusqu'à présent n'avait pas été distingué de la masse des minerais envoyés à l'amalgamation.

D'ARGENT.

SYSTÈME de CRISTALLISATION	AUTRES LOCALITÉS où ON TROUVE LE MINERAI	P. SP.	CARACTÈRES, ETC.	FORMULES	OBSERVATIONS
Cubique.	Mine San Onofre, district de Plateros, près Zacatecas (Mexique); associé à l'argent chloruré à Huelgoat (France).	5,8 à 6	Jaune; cristaux octaédriques; éclat brillant.	AgBr.	»
Cubique.	Au Chili, au Mexique, au Honduras.	5,79 à 5,81	Aspect résineux; vert de diverses nuances; malléable.	Ag(ClBr).	Analyse de M. Field. C'est la base des minerais de Charnacillo.
»	»	»	»	»	»
»	»	»	»	»	»

métallique; nous renvoyons le lecteur au travail du Dr J. Percy et aux traités de minéralogie.

§ II. PRODUITS ARGENTIFÈRES ARTIFICIELS.

MATTES ARGENTIFÈRES, SPEISS, ETC.

102. Les produits artificiels d'usines, au point de vue de la Métallurgie de l'argent, peuvent se diviser en quatre classes :

A. Mattes plombeuses argentifères.
B. Mattes cuivreuses et cuivres noirs argentifères.
C. Mattes mixtes, c'est-à-dire, plombo-cupro-argentifères.
D. Speiss, c'est-à-dire, sulfures artificiels, contenant du nickel et du cobalt concentrés.
E. Mattes *crues*, c'est-à-dire, ni plombeuses ni cuivreuses, ni nickélifères, ni cobaltifères, constituant des sulfures de fer argentifères.
F. Résidus divers argentifères d'usines.

A. Mattes plombeuses argentifères.

103. Cette première classe, en ce qui concerne la séparation de l'argent d'avec le soufre et le plomb, rentre dans le domaine de la Métallurgie du plomb. La matte finale, plombeuse, est toujours accompagnée de trois produits :

a. Du *plomb argentifère*, qui est soumis à l'un des nombreux traitements de la Désargentation des plombs, qui sont décrits dans un volume spécial, sous ce même titre, dans l'*Encyclopédie chimique;*

b. Des *scories*, qui sont : 1° ou repassées directement dans la même opération subséquente qui a fourni la matte et les scories; 2° ou rejetées définitivement; 3° ou enfin, envoyées à un autre travail métallurgique.

c. Une *matte*, plombeuse, résultat dernier de concentrations successives du plomb et de l'argent, à la suite d'opérations précédentes, faites aussi longtemps qu'elle n'a pas lâché tout son plomb, ou encore de concentrations ayant pour objet l'obtention du cuivre.

Comme on le voit, quel que soit le cas qui se présente, on retombe soit sur la désargentation du plomb d'œuvre argentifère, soit sur le traitement de mattes plombeuses, ou des mattes mixtes (plombo-cuivreuses) qui poursuivent leur opération ou pour plomb ou pour cuivre, soit sur la désargentation des mattes de cuivre argentifères ou des cuivres noirs ; ces derniers ne sont en réalité que des mattes très avancées, qui ont perdu presque tout leur soufre.

B. Mattes cuivreuses et cuivres noirs argentifères.

104. Ce que nous venons de dire s'applique également aux mattes cuivreuses.

Pour la séparation de l'argent, du soufre et du cuivre, ces produits d'usine rentrent dans le domaine de la Désargentation des cuivres argentifères, ouvrage spécial de l'*Encyclopédie chimique*.

105. Mêmes conclusions pour les cuivres noirs, dont le traitement y est pareillement décrit.

C. Mattes mixtes, plombo-cuivreuses, argentifères.

106. Le lecteur trouvera de même, dans la Métallurgie du plomb et dans la Désargentation des cuivres argentifères, ce qui concerne ce produit complexe ternaire, qui rend la métallurgie du plomb, du cuivre et de l'argent difficile, longue et compliquée.

D. Speiss argentifères.

107. Ces mattes, nickélifères et cobaltifères, perdent généralement l'argent qu'elles contiennent par des concentrations ou des refontes successives, soit pour cuivre, soit pour plomb. C'est donc encore dans la Métallurgie du plomb et dans la Désargentation des cuivres argentifères que le lecteur trouvera les traitements assez compliqués de ces matières, quels que soient les cas qui se présentent.

E. Mattes argentifères, crues, ne tenant ni plomb, ni cuivre, ni cobalt, ni nickel.

108. Cette espèce de mattes, contenant exclusivement du soufre, du fer et de l'argent, avec des matières étrangères en petites proportions, rentre dans notre cadre. Elles se présentent assez souvent dans les fontes des minerais pauvres en argent, minerais dits *maigres* (*Durrerze*). Cette fonte, qui s'exécute ordinairement au four à manche, reçoit le nom de *fonte crue* (*Roharbeit*, en allemand).

Les lits de fusion sont alors exclusivement composés de pyrites de fer argentifères et de quelques minerais d'argent, fréquemment quartzeux. L'absence de matières plombeuses pour concentrer l'argent et le dissoudre, est en général une circonstance fâcheuse, à cause des pertes faciles de métal fin par scorification ou volatilisation ; le soufre, très avide de fer et d'argent, forme du sulfure de fer, qui dissout toutefois beaucoup moins bien le sulfure d'argent que le plomb ne dissout l'argent métallique.

Aussi cette méthode ne se trouve-t-elle mise en usage que pour les minerais peu argentifères, dont la fonte compliquerait trop le traitement des minerais de plomb, et surtout dans les districts où les matières plombeuses sont relativement rares et chères. A Herrerias, par exemple, en Espagne, où l'on fait venir les matières plombeuses de plus de 200 kilomètres (Linarès), on fond de la sorte les minerais pyriteux des mines du district avec les oxydes de fer argentifères, dont les teneurs s'élèvent à peine à 95 grammes d'argent à la tonne, et donnent lieu parfois à la présence d'un peu d'or dans les lingots d'argent; le lit de fusion est fortement chargé de scories basiques, très fluides, mais avec formation facile de loups, ainsi qu'il sera dit ci-après (Deuxième Partie. 4 Section).

Les mattes qui résultent de cette concentration par le soufre combiné au fer, tiennent environ 510 à 620 grammes et plus d'argent à la tonne : elles sont expédiées à l'usine de Stolberg (Prusse rhénane), avec un profit assez médiocre : depuis, on cherche à les traiter par voie humide ou par imbibition avec le plomb, ainsi qu'il sera également dit ci-après.

A Freiberg, la fonte crue (Robarbeit) est une pratique courante et de toute antiquité.

La composition des mattes crues ainsi obtenues est la suivante :

	1. Matte crue de Freiberg.	2. Matte crue de Herrerias.	OBSERVATIONS.
Soufre	35	34,70	Le reste de la composition de la matte n° 2 consiste en silice combinée à du protoxyde de fer et en charbon mécaniquement mélangé.
Fer	65	61.06	
Argent (à l'état de sulfure)	0,048	0,061	
Nickel, cobalt, cuivre, plomb :	traces	»	
Les scories tiennent encore par T.	6 gr. d'argent	13 gr. d'argent	

L'analyse n° 1 est de Rammelsberg ; l'analyse n° 2, de l'auteur.

Les minerais indiqués pour fonte crue, pyrites argentifères, etc., reçoivent en Amérique le nom de *Bronces ;* peu aptes à l'amalgamation, ils sont souvent rejetés en haldes de résidus, d'une teneur en argent variable de 500 grammes à 1kg500 à la T et même à 3kg, dans certains régions, et qui quelque jour, il faut l'espérer, trouveront un traitement métallurgique convenable.

F. Résidus argentifères divers d'usines.

109. Dans cette catégorie des matières argentifères à traiter, se trouvent :

1° Les regrets d'orfèvres ou de photographes ;

2° Les résidus des pyrites cuprifères, après extraction du soufre et du cuivre, connus sous le nom de *blue belly* ou *purple ore*, et qui retiennent le fer à l'état d'oxyde, avec de faibles teneurs en argent et quelquefois en or.

Le lecteur, dans le Complément de la Métallurgie du cuivre, trouvera, § VI, chap. I, pages 267 et 268, des exemples d'usines fournissant ce genre de résidus, après traitement par voie humide (Rio Tinto, Hemixheim-lès-Anvers, etc.).

Voici la composition du *purple ore* ou *blue belly* de Rio Tinto (Espagne), d'après une analyse du Dr Fabian, directeur de l'usine de Duisburg (Allemagne), après utilisation des pyrites pour soufre et extraction du cuivre :

Fer	Fe	65,50	La teneur en argent est de 560 grammes à la T. et l'argent renferme un peu d'or. Cette analyse est extraite des notes sur Rio Tinto, de M. Cumenge, ingénieur au corps national des mines.
Plomb	Pb	1,88	
Zinc	Zn	traces	
Soufre	S	0,05	
Arsenic	As	0,20	
Cuivre	Cu	0,12	
Acide sulfurique	SO^3HO	0,725	
Partie insoluble		2,60	
Traces d'alcali, oxygène et perte.		25,925	

Le *purple ore* ou *blue belly* de Rio Tinto est également traité, près de Liverpool, dans l'usine de Widness Metal Works, par M. Claudet (procédé à l'iodure de zinc,

dont il sera question plus loin); la quantité de métaux précieux extraite par tonne de pyrites grillées n'est que de 116gr,00 d'argent et 1 décigramme d'or, enlevés à des pyrites cuivreuses, qui font depuis Rio Tinto et Huelva des étapes successives en Angleterre, d'usines en usines, laissant ici le soufre, là le cuivre, ici l'argent et l'or, là enfin le fer. C'est une pérégrination de minerais complexes des plus étranges et des plus curieuses, due à l'initiative et à l'intelligence de deux ingénieurs français, MM. Deligny frères, créateurs du district de Tharsis, à Huelva, et qui ont su combiner, après bien des efforts, les vastes productions cuprifères de cette région de l'Espagne avec l'indiscutable et souveraine habileté des industries anglaises.

La composition du *purple ore* de Hemixheim-lès-Anvers (Belgique) est la suivante :

			OBSERVATIONS.
Oxyde de fer	FeO	55	
Eau	HO	22	
Silice	SiO^3	18	Cette analyse a été fournie par M. Defrance, directeur de Hemixheim à M. Duménil.
Cuivre	Cu	0,20	
Acide sulfurique	SO^3,HO	0,60	
Chlore	Cl	3,50	
Soude et Chaux	NaO ; CaO	0,70	

110. 3° Dans cette catégorie de résidus d'usines argentifères rentrent également les *schlamms* des laveries ; les *fumées* de condensation ; les résidus de *chloruration* et de *grillage*, qui ne sont ni plombeux, ni cuivreux et proviennent de certains minerais argentifères ou bien encore de produits de la désargentation par voie sèche ou par voie humide.

CHAPITRE II.

ESSAIS ET ANALYSES DES MATIÈRES D'ARGENT.

111. Ce chapitre se divise en 7 sections.

1re Section. — Essai des minerais et des alliages d'argent, par voie sèche.

§ 1. *Essai des* **alliages** *de plomb et argent, par coupellation.*
§ 2. *Essai des* **minerais** *d'argent, plombeux ou non, par scorification.*
§ 3. *Essai des* **minerais** *d'argent, plombeux ou non, au creuset.*
§ 4. *Considérations générales sur les essais pour argent, par voie sèche.*

2e Section. — Essai des minerais et des alliages d'argent, par voie humide.

§ 1. *Essai des* **minerais** *d'argent par voie humide.*
§ 2. *Essai des* **alliages** *d'argent par voie humide.*

3e Section. — Essai des minerais et des alliages d'argent, par voie mixte.

§ 1. *Essais des* **minerais** *d'argent, par le mercure. — Essais industriels des usines d'amalgamation.*
§ 2. *Essai des* **alliages** *d'argent, par le mercure.*

4e Section. — Essais de diverses natures.

§ 1. *Par les touchaux.*
§ 2. *Par le chalumeau.*
§ 3. *Par le bec Bunsen.*

5e Section. — Analyse des alliages et minerais d'argent.

§ 1. *Dosages de l'antimoine, arsenic, soufre, silice, acide carbonique et phosphore.*
§ 2. *Dosages du chlore, du brome et de l'iode.*

6e Section. — Analyse spectrale.

7e Section. — APPENDICE. Détails divers sur les réactifs employés dans la métallurgie de l'argent.

PREMIÈRE SECTION

ESSAI DES MINERAIS ET DES ALLIAGES D'ARGENT PAR VOIE SÈCHE.

§ I. COUPELLATION [1].

112. L'opération courante dans le laboratoire d'une usine d'argent est la *coupellation*. Nous allons en tracer le plus rapidement possible la théorie et les manipu-

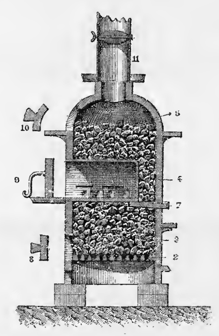


Fig. 10.

lations, au four d'essai : elles présentent d'ailleurs la plus grande analogie avec celles des appareils industriels.

1. Extrait de la *Désargentation des Plombs.*

Dans les laboratoires des usines, on se sert de deux espèces de fourneaux à coupelle.

Le fourneau ordinaire et mobile des chimistes (voir *fig.* 10) est construit en terre réfractaire, cerclé de bandes de tôle. Il est généralement composé de 11 pièces, savoir : 1, le cendrier ; 2, la grille en fonte ou eu fer ; 3, le cylindre servant de foyer et muni de deux oreilles pour le saisir ; 4, le cylindre servant de laboratoire, dans lequel s'engage le moufle[1] ; 5, le dôme, se terminant en cylindre ou tuyau, et servant au chargement du combustible ; 6, le moufle ; 7, un prisme de terre réfractaire en forme de biseau, servant de support au moufle en sa partie postérieure ; 8, la porte du cendrier ; 9, celle du moufle ; 10, celle du combustible ; et 11, un tuyau en tôle de fer, garni d'une clef de réglage pour le tirage ainsi que d'un petite balustrade à la base, sur laquelle on place les coupelles pour les sécher.

La figure 10 représente ce type de fourneau, dont les dimensions varient suivant la grandeur du moufle et le nombre de coupelles que l'on veut mettre au four en même temps.

Dans une usine d'argent, ce four est presque constamment allumé, parce qu'à chaque instant le directeur du travail, outre les essais courants pour les achats de minerais et matières argentifères, a besoin, pour une bonne marche des ateliers, de connaître les teneurs en argent des minerais et matières argeutifères durant les diverses phases du travail, ainsi que celles des produits des fours, cuves ou appareils de la désargentation.

113. Le moufle est une petite voûte en terre réfractaire, formée par un demi-cylindre, appuyé sur une partie plane, ainsi que le représente la figure 11, et fermée par

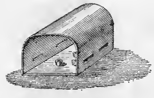


Fig. 11.

un bout. Le moufle présente sur ses côtés deux ou plusieurs ouvertures, sous forme de rainures ou de trous, percés à environ 2 centimètres du plan horizontal sur lequel on place les coupelles, et il est disposé de façon à affleurer, d'une part, l'orifice du fourneau semi-cylindrique ménagé dans ce but et à reposer, d'autre part, par son extrémité fermée, sur le taquet en biseau, 7. Un lut argileux[2] le maintient par ses deux extrémités dans une position horizontale : la partie plane doit être bien de niveau, pour éviter les écoulements de plomb hors des coupelles.

1. On dit maintenant *un* moufle dans les ateliers ; *une* moufle serait plus correct.

2. On gâche du plâtre avec de l'eau (contenant quelquefois 5 pour 100 de gomme arabique), un volume égal d'argile de sculpteur, et moitié du volume de sable fin de rivière. On repasse les fentes, lorsque le séchage est sur le point de se terminer. On y mêle souvent du crottin de cheval ou de la bouse de vache (Espagne).

114. Le combustible employé dans ce fourneau est du charbon de bois; mais il est préférable de ne s'en servir que pour la mise en feu et de continuer le chauffage avec du coke, d'une dimension telle que les morceaux puissent facilement couler, de la partie supérieure où se fait le chargement, le long des parois du moufle, jusqu'à la grille. Il est fréquent d'avoir des dérangements de fourneau, lorsque le charbon ne descend pas régulièrement et forme des vides, qui laissent le plan horizontal du moufle à une moindre température que la voûte.

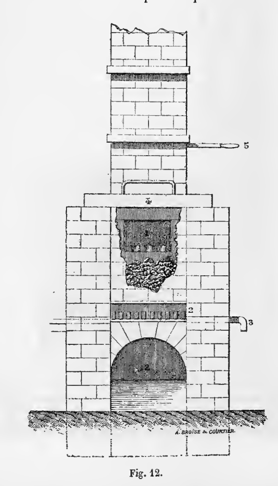


Fig. 12.

115. Le fourneau dont il s'agit est indispensable quand on veut faire des essais d'argent par voie sèche exacts.

Il est toutefois souvent remplacé, dans les usines de désargentation, par un fourneau sans moufle, lorsqu'on n'a besoin que de faire des essais suffisamment approchés de la vérité pour guider le travail. Comme ce dernier marche à la houille et peut servir en même temps pour des essais de plomb au creuset et au scorificatoire, il est assez usité. Les coupelles s'installent sur le plan horizontal du

carneau 1 (*fig.* 12 et 13, qui représentent respectivement une élévation et une coupe de l'appareil).

Ce carneau conduit les fumées de la houille dans la cheminée de tirage; le plomb que l'on coupelle est donc au contact de ces fumées. Dans le fourneau à moufle précédemment décrit, le plomb ne reçoit que la radiation calorifique du

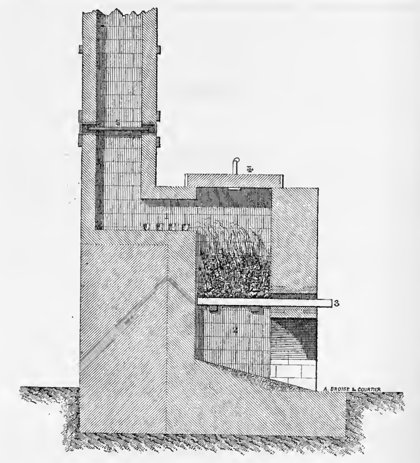


Fig. 13.

fourneau et est soumis directement au courant d'air qui, pénétrant par l'orifice du moufle, sort par les rainures pour se rendre à la cheminée.

Comme ce que l'on cherche à produire est l'*oxydation* du plomb, c'est-à-dire sa transformation en litharge par l'oxygène de l'air, il est nécessaire que le tirage du four à vent sans moufle soit assez énergique pour que le volume des gaz réductifs provenant de la houille brûlée, par rapport à celui de l'air en excès qui passe par la grille du foyer, ne retarde point cette transformation.

Quand le four à vent est dans de bonnes conditions, on coupelle assez vite; mais

il faut avoir la précaution de ne pas charger de combustible frais pendant la marche. On risquerait fort d'arrêter les coupelles, de faire figer leurs bains métalliques et par conséquent d'avoir tous les essais au feu manqués.

Ce fourneau à vent, à double emploi, se compose : 2, d'un cendrier ; 3, d'une grille mobile, en barreaux de fer forgé ou de fonte. Entre la grille, 3, et le carneau, 1, où s'installent les coupelles et par où passent les fumées, il y a un espace vide rempli par la houille qui vient affleurer au carneau. Le four se termine à la partie supérieure par une plaque carrée en terre réfractaire ou en fonte, 4, qui le bouche complètement, lorsqu'on a fini le chargement en charbon et placé les coupelles. Un registre, 5, permet de régler le tirage.

Quelques métallurgistes prétendent qu'avec le four à vent on a des pertes en argent plus grandes qu'avec le four à moufle ; il est certain qu'avec ce dernier les résultats sont plus sûrs, parce que la conduite du feu est plus facile. Toutefois, un essayeur habile, qui sait bien mettre à point son four à vent, manier convenablement le registre de la cheminée de tirage, qui connaît en un mot parfaitement son appareil, fournit les mêmes titres d'argent que dans le four à moufle.

Dans le cas où l'on a à faire un essai de scorification, les scorificatoires prennent la place des coupelles dans le carneau 1 ; comme dans le fourneau à moufle, on peut mener de front la coupellation et la scorification ; mais ce ne peut être qu'à la condition d'obtenir des résultats approchants, les températures des deux opérations étant assez distinctes.

Dans ce même four, on peut faire la fonte au creuset, qu'on installe sur un fromage en terre réfractaire placé sur les barreaux de la grille : il arrive que l'on coupelle et scorifie quelquefois, en même temps qu'on fond au creuset.

116. Nous avons construit assez fréquemment des fours à essai d'usine, à double emploi, mais avec moufle mobile, dont les figures 14 et 15 représentent l'élévation et la coupe. Les mêmes numéros que ceux des figures 12 et 13 correspondent aux mêmes détails : 6 est le moufle mobile, dont l'orifice correspond à la petite porte 7, en tôle, et agencée elle-même sur une porte principale 8, également en tôle très forte, qui constitue la poitrine du fourneau et est doublée à l'intérieur de brique ou de terre réfractaire.

Le moufle est supporté par trois barreaux en fer forgé 9, que l'on retire lorsqu'on n'a plus besoin du moufle et qui laissent libre l'intérieur ou foyer de l'appareil pour y disposer le creuset, quand on veut faire un essai de plomb par ce moyen.

117. Les coupelles dans lesquelles s'opère la séparation du plomb d'avec l'argent sont des petits godets en os calcinés, ayant la forme représentée figure 16. Ce sont de petites coupes (d'où leur vient leur nom) ou vases, présentant la forme cylindro-conique, terminés à la partie inférieure par une base horizontale plane et à la partie supérieure par une surface creuse concave : c'est dans cette portion évidée qu'on place le morceau de plomb qu'il s'agit de coupeller, c'est-à-dire de séparer d'avec l'argent contenu. Les dimensions moyennes de ces vases, quelquefois faits en cendres de fougère, sont : diamètre supérieur : $0^m,026$; idem, à la base : $0^m,022$, idem, du vide : $0^m,021$; hauteur : $0^m,014$; profondeur de la cavité : $0^m,008$.

On les fabrique dans les usines, en broyant, sous la meule, des os d'animaux, calcinés dans un four analogue aux fours à chaux, et séparés par un triage soigné des parties mal cuites, colorées en noir, qui sont des fragments d'os, dont la matière organique transformée en charbon animal a été incomplètement détruite. Après

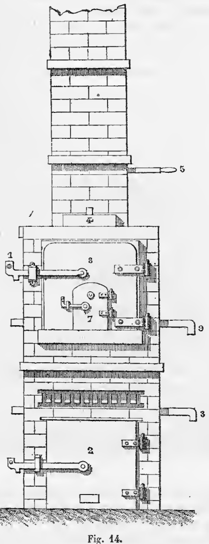


Fig. 14.

avoir passé les os calcinés et blancs au tamis fin et les avoir suffisamment humectés avec une dissolution (à 2 pour 100) de potasse, pour que la matière soit légèrement plastique, on les introduit dans un moule en cuivre, bronze ou fer, représenté figure 17. Quelques fabricants se servent simplement d'eau.

118. Ce moule se compose de trois parties: 1 représente le corps en forme de cylindre, évidé à l'intérieur; 2 représente le pilon, dont la forme terminale convexe et bordée d'un filet saillant fera prendre à la coupelle la forme similaire

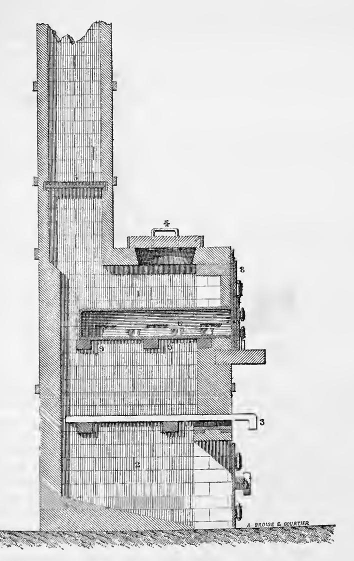


Fig. 15.

inverse, c'est-à-dire concave, lorsqu'un coup de marteau, frappé sur la partie supérieure du pilon, maintenu vertical, comprimera les molécules d'os; 3 est un petit disque mobile, à bord en biais, disposé à la base du moule, dans lequel il pénètre par la partie inférieure; dans cette position, il sert de siège mobile à la cou-

coupelle et la supporte tout entière; ce disque entre assez exactement et à frottement dans la cavité qui lui est réservée dans la base du cylindre.

Lorsque le coup qui doit mouler la coupelle d'un seul bloc a été frappé, on soulève le pilon et, en donnant avec sa tige supérieure de petites secousses au disque dont il vient d'être parlé et sur lequel la coupelle repose, cette dernière, perdant son adhérence au moule, peut être détachée aisément, pour prendre place sur une

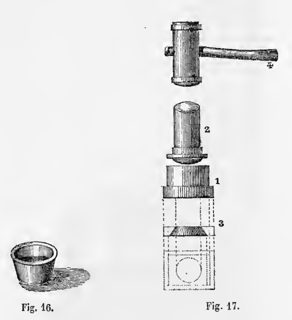


Fig. 16. Fig. 17.

planchette en bois. On range les coupelles fabriquées successivement sur cette planchette, qui est ensuite soumise au séchage, à l'air et au soleil, si cela est possible.

119. Ces coupelles, d'abord bien séchées à l'air, doivent être achevées à un feu doux, avant de servir à la coupellation. Du degré de finesse des os dépendent et la porosité de la coupelle, que l'eau potassique interposée diminue un peu, et sa plus ou moins grande résistance à l'imbibition de plomb oxydé ou litharge, qu'elle doit s'incorporer. Une dissolution potassique trop concentrée diminuerait encore davantage la porosité; une dissolution trop peu concentrée produirait une trop grande friabilité de la coupelle, qui résisterait difficilement à la pression des pinces, au poids et au travail du plomb fondu. Les coupelles imparfaitement séchées se fendent aisément; leur entrée brusque dans le moufle, à 800 ou 900 degrés, développe instantanément un courant de vapeur d'eau qui, en se frayant violemment passage à travers la masse d'os, la brise, surtout sous l'action du plomb en train de se fondre : alors des gouttelettes de l'essai sont projetées et, par conséquent, celui-ci est manqué, dès le commencement. Il y a, on le voit, une certaine pratique, assez délicate, à acquérir, pour confectionner de bonnes coupelles. Il est

d'habitude de les faire sécher en outre sur le petit balcon en tôle disposé à la base du tuyau du fourneau en terre réfractaire ou sur la plaque de fermeture des fours à double effet, quelque temps avant de s'en servir.

Les coupelles fabriquées pour la Monnaie de Paris ont une réputation européenne et sont expédiées partout. On fait d'ordinaire, à chaque nouvelle fabrication d'os, une épreuve dite de comparaison, en coupellant à la fois un même poids de plomb argentifère sur une coupelle fabriquée dans l'usine et sur un type de la Monnaie de Paris : on se rend alors facilement compte des imperfections de la fabrication locale.

Pour les essais courants des ateliers, on se contente parfois d'un mélange plus économique d'os calcinés avec des marnes ou des cendres de fougère; cette pratique n'a aucun inconvénient, quand il ne s'agit que d'essais de matières ne devant pas être vendues ou achetées, ou de déterminations de titres en argent approchés.

120. L'outillage, pour ces diverses espèces de fours, consiste en des pinces de diverse nature, représentées figure 18, dont le dessin indique l'usage : les unes servent à pincer les coupelles circulairement, les autres latéralement.

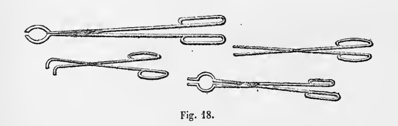


Fig. 18.

La figure 19 représente les diverses espèces de tisonniers qui servent à piquer la grille et à descendre la charge de charbon dans l'intérieur des fours.

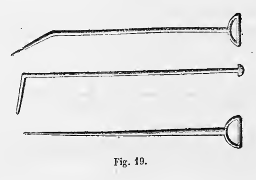


Fig. 19.

La figure 20 représente la pelle pour chargement du charbon, dont la section

doit être un peu moindre que l'orifice de la porte de chargement, dans le four à moufle.

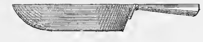


Fig. 20.

Enfin la figure 21 représente des outils destinés à manœuvrer les coupelles à l'intérieur du moufle : ce sont des crochets à angle droit, arrondis, en forme de râble, de râteau semi-circulaire, de ciseau, etc.

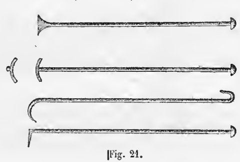


Fig. 21.

La figure 22 représente la pelle à centre mobile, sur laquelle on reçoit les coupelles chaudes au sortir du moufle.

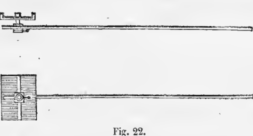


Fig. 22.

Les figures 23 et 24 représentent les deux espèces de pinces en usage pour les

Fig. 23.

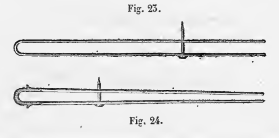


Fig. 24.

coupelles de petite dimension ; elles ont des guides qui ne permettent point l'écar-

tement exagéré des tiges dans le plan horizontal, malgré la longueur considérable des pinces, qui alors peuvent être très légères et manœuvrées facilement à une assez grande distance du moufle, sans se brûler les doigts.

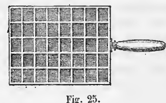


Fig. 25.

La figure 25 représente une pelle à main, divisée en plusieurs compartiments (de 20 à 40 cloisons), numérotés et destinés à caser les coupelles chaudes, pour les porter à la balance de pesage, sans se tromper sur leur numéro d'ordre.

121. Décrivons maintenant la manipulation de la coupellation du laboratoire : On choisit généralement une coupelle qui puisse recevoir facilement dans sa cavité le poids et le volume de plomb à coupeller. On calcule qu'une coupelle s'incorpore aisément son propre poids de plomb : lorsqu'on hésite sur la capacité d'absorption d'une coupelle, il suffit par suite de la peser. Comme il arrive quelquefois qu'on ne prend pas cette peine et qu'on a pu mal calculer, on a soin de semer sur le plan du moufle des os de coupelle en poudre, qui ont pour objet d'absorber le petit excédent de litharge qui ne trouverait pas à se loger dans les pores du vase : en même temps cette faible couche d'os empêchera le plomb, qui pourrait se renverser par accident, de ronger rapidement le plan du moufle. Pour corriger l'insuffisance de capacité d'une coupelle en marche, on se sert également de l'expédient suivant : avec des pinces, on soulève la coupelle en travail et on la place sur une coupelle chaude renversée, qui sert alors de siège et fournit une continuité de matière absorbante.

Pendant qu'on prépare le plomb à coupeller à la balance —(en général 5 grammes pour des plombs très riches en argent, 10 grammes pour des plombs moyens, et 25 jusqu'à 50 grammes pour des plombs pauvres), — on a disposé les coupelles dans le moufle pour les mettre à la température du four. A l'aide d'une pince longue, lorsque la coupelle est au rouge cerise, on introduit dans la cavité le morceau de plomb pesé, en ayant soin de charger rapidement, pour qu'il ne se fonde pas en route : il doit se loger tout entier dans la cavité de la coupelle.

Lorsque le plomb à essayer est en plusieurs morceaux, on l'enveloppe dans une petite feuille de papier de soie, en lui donnant un volume plus petit que la cavité du vase ; lorsque les morceaux sont trop nombreux, on fait des chargements successifs, à mesure que le plomb fond : c'est surtout dans ce cas qu'il faut opérer rapidement, pour ne pas allumer le papier dans son passage à travers le moufle : les cendres du papier n'ont d'ailleurs aucune influence sur le résultat final en argent de l'essai.

122. Le plomb fond rapidement, en restant couvert d'une petite croûte fine noire :

il prend la forme d'un hémisphère aplati. Cette croûte est caractéristique pour l'essayeur : elle lui indique la présence de matières étrangères diverses, ainsi que nous le constaterons plus loin (142). Au bout d'un temps assez court, la croûte se fendille et laisse apercevoir le plomb rouge brillant sous-jacent; les morceaux disparaissent peu à peu, en prenant un mouvement gyratoire sur le plomb fondu, animé lui-même d'un tournoiement lent, que mettent en évidence les cercles décrits par les fragments de la croûte brisée : ces fragments disparaissent sur les bords convexes du plomb, dans les pores de la coupelle, en y laissant quelquefois de petits bourrelets scoriacés. Lorsqu'ils ont complètement disparu, le plomb est brillant et on dit que le bain est *découvert :* l'opération proprement dite d'oxydation du plomb a commencé.

A la température du moufle (800 à 950°), la surface du plomb fondu absorbe l'oxygène de l'air, appelé par le tirage de la cheminée. à travers les rainures ou trous de ses parois, et il se forme à la surface du bain une pellicule de plomb oxydé ou litharge fluide, qui est attirée et se rend dans les pores de la coupelle. Les os calcinés jouissent en effet de la propriété curieuse de s'imbiber facilement de litharge fondue et de ne point se laisser pénétrer par le plomb fondu. Les deux liquides, litharge et plomb fondus, subissent donc une véritable filtration, à la température de 800 à 950°. Nous ne connaissons point d'autre réaction chimique analogue, s'exerçant à une aussi haute température : elle est unique dans les annales de la chimie et fort vieille; car les anciens Égyptiens, qui en sont les inventeurs, la pratiquaient, dès les temps les plus reculés, dans le temple de Memphis : la coupellation était une des branches principales et secrètes de l'art sacré confié aux prêtres.

Le travail gyratoire du plomb, à mesure qu'il s'oxyde, est très curieux. Des fumées blanches se dégagent du bain, en tournoyant au-dessus de la coupelle et s'échappent dans le tirage; quand elles sont trop abondantes, on dit que l'*œuvre a trop chaud;* quand elles deviennent plus intenses et surtout rouges, il convient de produire un refroidissement rapide, ce que l'on obtient en ramenant avec précaution la coupelle vers l'orifice du moufle, où la température est beaucoup plus basse, à l'aide d'un crochet qui épouse la forme cylindrique de la coupelle. Si cela ne suffit point pour arrêter les fumées, on place, sur le faîte de la coupelle, un ou deux charbons de bois froids et noirs, dont le voisinage refroidit le bain, et qu'on enlève, aussitôt qu'on a pu le ramener à la température normale. Les fumées rouge foncé indiquent des enlèvements d'argent, en même temps que de plomb, à l'état de vapeur. Si le bain se soulève en petites bulles et crache en l'air, en envoyant de petites molécules de plomb liquide dans toutes les directions, c'est que la coupelle était encore humide ou que le bain est arrivé à une température extrême, qui provoque la volatilisation rapide du plomb dans ses couches les plus voisines du fond de la coupelle : le remède antérieurement indiqué n'a plus alors l'efficacité voulue et l'essai est à recommencer, à cause des pertes du métal projeté et volatilisé.

Il est très difficile d'éviter tout à fait les fumées blanches, qui serpentent au-dessus de la coupelle, surtout lorsque le bain se découvre. Elles sont cause d'une perte réelle sur le poids d'argent obtenu; mais comme elle est commune à tous les essais faits par ce procédé, on passe outre. Il est aisé d'estimer, d'ailleurs, en expéri-

mentant, dans des conditions de bonne exécution et de bonne marche du four, la perte normale éprouvée, en coupellant un poids connu, pesé d'avance, d'argent fin et pur (25 centigrammes par exemple, avec 10 grammes de plomb). Comme une partie de la perte en argent à la coupelle est due également à l'entraînement de ce métal dans les pores du vase, par la litharge fondue et absorbée par lui, la perte totale ainsi calculée se rapporte à ces deux causes.

123. Le caractère normal d'une bonne marche de la coupellation est la formation de la moindre quantité possible de fumées blanches et celle de nombreuses petites taches d'oxyde de plomb circulaires, voyageant tranquillement sur le disque miroitant du plomb, pour se rendre vers les bords du bain, en présentant toutes les couleurs changeantes de l'arc-en-ciel. Ces nombreuses irisations sont dues à la réfraction de la lumière sur la mince épaisseur de litharge fondue; peu à peu le métal diminue, à mesure que la litharge, s'imbibant dans le corps de la coupe d'os, y gagne successivement des niveaux de plus en plus bas, faciles à remarquer d'ailleurs par l'aspect rouge et gluant du vase, dans lequel elle forme une zone nettement tranchée avec la partie sèche et blanche des os non encore imprégnés.

124. La fin de l'opération n'est pas moins caractéristique. Les irisations se précipitent; l'argent devient visible sous le plomb qui brille de plus en plus. Il arrive un moment où le bouton sphérique tournoie rapidement et même quelquefois se déplace et se promène sur le fond. Tout à coup, il se couvre des couleurs intenses de l'arc-en-ciel, devient comme obscurci par les couleurs de l'iris, puis jette une lumière brillante, qui dure quelques secondes : c'est l'*éclair*, et l'œuvre est terminée.

Le bouton d'argent est rond et se tient sur un de ses pôles : lorsqu'il est gros, il se présente sous une forme plus aplatie, et, s'il vient à se refroidir plus ou moins brusquement, l'oxygène emprisonné, comme il a été dit, se dégageant subitement, fait végéter le bouton, qui *roche*. Nous avons indiqué le moyen d'éviter le rochage, ou du moins la perte en argent par rochage (23) (31) et (36).

125. Lorsque le feu a été oublié, ou que, pour toute autre raison (du plomb très impur, par exemple), la température de la coupellation est insuffisante à provoquer la formation ci-dessus décrite des irisations et tournoiements caractéristiques d'une bonne marche, le plomb se couvre de rides, qui peu à peu envahissent tout le bouton, lequel finit par se figer : on dit alors que l'essai est *noyé*. Dès les premiers symptômes, il faut se hâter d'introduire dans le moufle des charbons incandescents, fermer la porte du moufle, piquer le feu : de la sorte, on peut sauver souvent l'essai.

126. On fait toujours un essai double et simultané d'un même plomb argentifère. Lorsque plusieurs coupelles sont mises au feu, on prend soin de les marquer par un coup de lime, ou de les placer à une place spéciale du moufle, pour les reconnaître à la sortie. Cette place est généralement à droite, pour les numéros de rang pair, et à gauche, pour ceux de rang impair ; mais lorsqu'on est conduit à des déplacements par les manœuvres de refroidissement ou du réchauffage, on

prend soin, pour éviter des erreurs, d'inserire sur une ardoise, placée sur les côtés du four, les numéros des coupelles, dans un ordre similaire à celui qu'elles occupent dans le moufle. Les coupelles terminées sont amenées peu à peu sur le bord extérieur de l'orifice, traitées de manière à éviter le rochage, ainsi qu'il a été dit, puis reçues à l'aide de pinces dans la pelle représentée figure 22, puis dans l'une des cloisons (fig. 25) qui correspond à leur numéro d'ordre. Lorsque la coupelle est suffisamment froide, on détache le bouton d'argent, on recueille, au besoin à la loupe, les petits globules du rochage, s'il y en a quelqu'un de tapi dans un recoin de scorie ou de bourrelet : on nettoie parfaitement la partie inférieure du bouton,



Fig. 26.

presque toujours caverneuse et bulleuse à l'endroit où s'est fait le dernier contact avec les os. Ce nettoyage se fait en saisissant le bouton par des pinces fines (fig. 26),

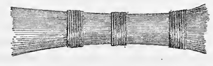


Fig. 27.

et en frottant la partie peu nette, souvent chargée de litharge ou de fonds de coupelle imprégnés, à l'aide d'une gratte-brosse, ou pinceau formé de fils de cuivre ou de laiton (fig. 27).

127. Le bouton parfaitement nettoyé est porté sur la balance d'essai : on en fait le poids avec précision et, d'après le rendement en argent du poids de plomb coupellé, on calcule la teneur en argent de la tonne de plomb, ou le titre en millièmes de l'alliage argentifère.

Quand les boutons sont bien réguliers, on peut se contenter de mesurer les diamètres, au moyen de la règle angulaire de *Plattner :* cette méthode n'est bonne que pour de très petits boutons, tels qu'on les obtient, par exemple, au chalumeau et lorsque, faute d'une balance assez fine (en voyage par exemple), on ne peut les peser exactement.

Les essayeurs, qui ont une grande habitude de la coupelle, déterminent assez facilement à l'œil les poids des boutons : cette appréciation ne peut servir évidemment que pour le travail des ateliers et pour d'assez grandes limites de titres. Les plombs très pauvres fournissent des boutons comme des pointes d'aiguilles; on pèse alors généralement ensemble les boutons d'argent de deux ou plusieurs essais réunis provenant de grosses prises d'essai, et on divise le poids total trouvé par le nombre d'essais auquel il correspond, pour avoir le titre moyen.

128. Pour de plus amples détails, nous renvoyons à l'admirable *Traité de la voie sèche*, par *P. Berthier*, et à la *Docimasie* de *Rivot* (tome IV). Plus loin, nous men-

tionnerons les indications, relatives à la contenance en métaux alliés au plomb et à l'argent, que révèlent les coupelles en marche ou terminées (au moment du découvert ou après l'éclair).

§ II. SCORIFICATION.

129. Pour arriver à coupeller, c'est-à-dire essayer pour argent par voie sèche, il est nécessaire, d'après ce qui vient d'être dit, de réunir l'argent à une proportion donnée de plomb : cette proportion est variable et assez grande, quand l'argent est uni au cuivre ; s'il y a en sus de l'or, ces proportions varient encore. Pour le plomb, qui doit toujours être présent pour coupeller, comment faut-il s'y prendre pour l'incorporer à l'argent d'une matière à essayer ?

130. En métallurgie, les principaux dissolvants en usage pour l'argent sont le plomb à chaud et le mercure à froid ; si donc on veut ramener l'argent à être incorporé dans du plomb métallique, c'est-à-dire faire du plomb argentifère, il faut opérer par voie de fusion avec des matières plombeuses.

L'argent et le plomb sont des compagnons presque toujours inséparables. Aussi, dans les filons métalliques, il est fort rare de trouver des minerais de plomb absolument pauvres en argent.

Cette incorporation de matières plombeuses se fait assez facilement : c'est généralement la litharge, le carbonate de plomb ou céruse, moins souvent le minium, et très fréquemment le plomb pauvre en grenaille ou en feuille qu'on emploie comme flux, pour dissoudre l'argent d'une matière argentifère. On y arrive par deux moyens : en *oxydant* la matière, ce qui exige généralement le four à moufle, ou en la *réduisant*, ce qui demande le creuset, au four à vent ou au four à calcination, quoique cependant on puisse simultanément *oxyder* et *réduire*, avec les deux méthodes et dans les deux appareils, si l'on use de réactifs ou flux convenables.

131. La fonte au moufle s'appelle *scorification*. On opère dans des petits vases en terre réfractaire, ayant la forme des coupelles (fig. 28), et appelés *scorificatoires*.



Fig. 28.

On charge, en général, pour 10 grammes de matière argentifère à essayer, 25 grammes de litharge, 5 grammes de charbon en poudre et un peu de borax. Le charbon n'est chargé qu'après fusion de la masse et on ajoute au besoin de nouvelles quantités de borax, s'il est nécessaire, pour la fluidité de l'essai.

Lorsqu'au lieu de litharge on emploie du plomb en grenaille ou en feuille, on le charge également après fusion. Il est nécessaire que ce plomb soit absolument

pauvre en argent ou tout au moins qu'on sache exactement le titre qu'il possède, pour le déduire du résultat final en argent obtenu.

Les scorificatoires chargés d'avance s'introduisent dans le moufle, à l'aide d'une pince spéciale (fig. 29), composée de deux branches, l'une à fourche qui embrasse

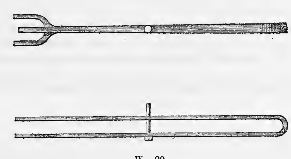


Fig. 29.

les côtés du scorificatoire, et l'autre, supérieure, qui le maintient à l'aide d'une pression sur les bords du godet, ce qui permet de le renverser à chaud pour le vider.

La manipulation consiste en trois opérations :

1° Le scorificatoire est introduit dans le moufle et porté au rouge cerise; une fusion assez rapide a lieu, si les matières en présence sont bien mélangées et dans de bonnes proportions. On estime qu'un poids égal de litharge ou de plomb grenaillé suffit, pour des matières très fusibles; qu'il convient de prendre deux fois le poids, pour des essais très riches en argent; cinq fois le poids, pour des matières quartzeuses, siliceuses et argileuses. Pour des matières excessivement réfractaires, il faut exagérer la quantité de litharge ou de plomb, en proportion des éléments qui offrent une fonte ou une scorification difficile : le zinc, par exemple, à l'état de métal ou d'oxyde ou de sulfure (blende), exige 15 fois son poids de plomb pour se scorifier : au § 4, on trouvera les diverses doses en usage dans les usines.

Lorsque les matières sont sulfureuses, antimonieuses ou arsenicales (pyrites, galènes, fahlerz, bournonites, etc.), il faut griller préalablement, c'est-à-dire chasser le soufre, etc., à l'état d'acide sulfureux, etc., sur un têt ou dans un scorificatoire à fond plat. Quelquefois, si la quantité de matières sulfureuses, etc., est faible, la première période de travail de la scorification comprend ce grillage préalable : alors il faut que le moufle soit très bas de température (au rouge sombre), et l'on ne charge le plomb et le borax qu'après cette opération.

2° Lorsque la fusion est complète, il faut obtenir la liquidité de la scorie. A l'aide d'un crochet en fer, on amène peu à peu les parties terreuses au contact des flux; la scorie doit être très fluide et couler facilement de la pointe de l'outil ou crochet dans le bain : cette seconde période de l'opération est caractérisée par une température du moufle rouge cerise et un dégagement de fumées blanches provenant du plomb volatilisé; il faut autant que possible éviter de les développer et surtout de les transformer en fumées rouges, par un excès de chaleur : on pense que la rutilance de ces fumées est due à de l'argent entraîné à l'état de vapeur par le plomb volatilisé. Il est aisé de voir, par ces circonstances, que les exigences de

température du moufle, pour la coupellation et la scorification, sont différentes et que par conséquent il est difficile, à moins de circonstances tout à fait spéciales, de mener de front les deux opérations dans le même appareil.

3° Lorsque la scorie est tout à fait fluide et qu'en sondant la masse fondue on ne trouve plus aucun corps dur, on amène le scorificatoire au bord du moufle, on laisse le bain se reposer, de manière à ce qu'aucune molécule de plomb ne nage à la surface de la scorie, mais au contraire rejoigne le bouton qui occupe le fond du scorificatoire, et l'on verse en bloc le contenu dans un moule circulaire en fer forgé, en fonte ou en tôle, de capacité suffisante pour recevoir tout l'essai.

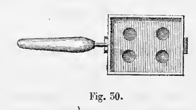


Fig. 30.

La figure 30 représente cette lingotière, disposée pour recevoir le contenu de quatre scorifications.

Lorsque la matière est figée et refroidie, elle se détache facilement du moule en deux morceaux : un bouton de plomb aplati et une scorie plus ou moins vitreuse, dans laquelle se trouvent dissoutes les gangues qui retenaient l'argent.

On fait toujours deux essais pour contrôler les résultats. Les paillons de plomb sont aplatis et martelés sur une enclume d'acier, puis pesés et coupellés.

Le scorificatoire peut servir plusieurs fois, à la condition qu'il reste parfaitement vitrifié à la suite de la fonte précédente, c'est-à-dire qu'il ne présente aucune rugosité pouvant recéler de l'argent. On a l'habitude, dans quelques usines, de frotter les scorificatoires neufs avec de la sanguine ou de la craie blanche, pensant éviter ainsi que l'oxyde de plomb n'attaque la terre réfractaire du scorificatoire : cela n'est pas indispensable. Nous avons déjà indiqué (26) que lorsque le plomb obtenu par l'essai de scorification pèse trop pour être coupellé directement et que l'on ne veut point faire de calculs proportionnels, une addition de nitre scorifie une partie du plomb sans perte d'argent. On estime qu'un gramme de plomb exige $0^{gr},25$ de nitrate de potasse pour s'oxyder.

132. Dans la scorification, on cherche à produire une oxydation des matières argentifères, oxydation que l'on obtient à l'aide de l'oxygène de l'air passant par le moufle et des réactifs oxydants incorporés dans l'essai. La litharge est dans ce cas ; elle cède son oxygène, se transforme en plomb métallique qui dissout l'argent en présence, soit que ce dernier se trouve à l'état métallique, ce qui est fréquemment le cas, soit qu'il sorte à l'état naissant d'une combinaison avec le soufre, le chlore, l'antimoine, l'arsenic, etc. Le nitre est un autre oxydant. Quelquefois on introduit du carbonate de soude ou de potasse, ou les alcalis eux-mêmes, dont l'action est également oxydante. L'introduction du charbon sous forme de poudre ou de flux noir, etc., donne lieu à une réduction. Lors donc qu'on fait intervenir les oxydants

et le réductif charbon dans la scorification, c'est que les matières à essayer pour argent exigent l'oxydation préalable et une réduction ultérieure. Lorsque les matières n'ont besoin que d'une simple réduction, on se sert plutôt du creuset : toutefois, à cause de la facilité que donne le moufle de suivre et de surveiller toutes les phases de l'opération, et surtout à cause de la rapidité (on peut faire 7 à 8 essais à la fois dans un seul moufle, et l'opération ne dure pas plus d'un quart d'heure sur 5 grammes de matière essayée), on préfère souvent la scorification, même avec réduction au charbon en poudre, toutes les fois, bien entendu, qu'il ne s'agit pas de doser le plomb en même temps que l'argent[1].

§ III. FONTE AU CREUSET.

133. L'opération au creuset ou la réduction : 1° de matières plombeuses argentifères; 2° de matières argentifères non plombeuses, et 3° de matières simplement plombeuses sans argent, peut se faire dans les fours à double effet que nous avons indiqués plus haut (114 et suivants), ou dans un fourneau de calcination ordinaire, composé d'un cendrier, d'une grille et d'un corps de foyer ou espace suffisant pour que le creuset, placé au milieu du charbon, soit bien entouré de combustible et puisse arriver facilement à la température de 800 à 950 degrés. Un chapeau de tôle, pour aider le tirage, complète au besoin ce très simple appareil.

On se sert de creusets en terre réfractaire et de creusets en fer : ces derniers ont l'avantage de pouvoir servir indéfiniment, jusqu'à fracture ou rupture par corrosion; ils donnent des résultats très précis, mais exigent un nettoyage soigné à chaque fonte : ce nettoyage, au besoin, se fait à l'acide chlorhydrique.

Le creuset en terre réfractaire, au contraire, ne sert qu'une fois : lorsqu'on l'a tiré du feu, secoué la masse fondue à l'aide de petits chocs, qui ont pour but de rassembler le plomb obtenu au fond du vase en un seul bouton, on le laisse se refroidir, et on le casse, dans le but d'isoler le culot de plomb de la couche de scorie qui le surmonte. Dans le creuset en fer, on peut aussi laisser l'essai se refroidir, mais la conquête du paillon de plomb est alors plus difficile : aussi préfère-t-on généralement couler toute la masse bien fondue, dans une lingotière ou dans un moule creux, frotté avec de la sanguine ou de l'huile et représenté figure 31.



Fig. 31.

La forme des creusets est empruntée à un des trois types suivants, représentés figure 32. Le n° 1 est le creuset de Saxe, de forme ovoïde ; le n° 2 est le creuset de Paris (Baufay) ; le n° 3 est le creuset de Hesse, à trois becs pour la coulée. On installe ces creusets sur les barreaux de la grille au-dessus d'un fromage, morceau de terre réfractaire cylindrique 5) et on le recouvre d'un couvercle 4).

1. Voir plus loin, pages 100 et suivantes, note sur les fourneaux à moufle marchant à gaz ou au pétrole, pour coupellation et scorification.

L'outillage est le même que celui de la coupelle, mais plus fort.

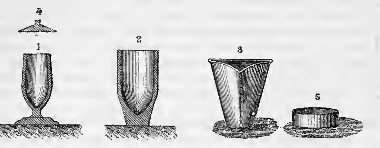


Fig. 32.

Pour les matières argentifères non plombeuses, on ajoute au minerai son poids de litharge.

Les mélanges employés pour la fonte au creuset sont les suivants :

100 grammes de minerai argentifère plombeux pulvérisé, grillé ou non ;
300 grammes de carbonate de soude ou de potasse ;
10 grammes de charbon de bois en poudre fine.

On chauffe le creuset qui a reçu ces proportions de matières, graduellement, jusqu'à fluidité complète : on remue la masse en fusion avec une baguette en fer ; d'abondantes fumées de plomb s'échappent. Aussi y a-t-il une perte minima de 5 à 6 pour 100 de plomb, quand il s'agit d'une matière plombeuse argentifère.

134. Il convient de griller préalablement les matières à essayer pour plomb ou pour plomb et argent, lorsqu'elles sont sulfureuses, antimonieuses et arsenicales ; si l'on a affaire à des blendes, c'est-à-dire à des sulfures de zinc, l'essai sans grillage est très réfractaire : on peut l'éviter toutefois, en faisant une addition de plomb oxydé, qui permettra de scorifier le zinc : il est entendu que dans ce cas la teneur en plomb que l'on obtient n'est plus exacte.

Le grillage se fait dans des plats en fer (qui ne résistent guère), ou mieux, en terre réfractaire, représentés figure 33, et qui reçoivent le nom de *têts* ou *rôtis-*



Fig. 33.

soirs : ces plats s'installent sur un foyer quelconque à l'air libre, mais on préfère en général faire l'opération du grillage dans un moufle. Le principal soin, en grillant, c'est d'éviter l'agglomération de la masse, en ne forçant pas la température. En Allemagne, on se sert souvent du *sherben,* moitié de creuset coupé suivant l'axe.

Comme le grillage est une opération assez longue, beaucoup d'essayeurs la négligent : cela n'a d'inconvénient réel que dans le cas de minerais blendeux et antimonieux-arsénieux.

135. Le creuset est tiré, aussitôt que la fusion, d'abord très agitée et souvent accompagnée de boursouflements, est devenue tranquille : la scorie fondue ne doit plus présenter à sa surface de globules de plomb métallique, mais au contraire l'aspect d'une roue, rouge clair, dont les rayons, un peu plus sombres, très mobiles, vont s'absorbant vers les bords du creuset, pour se reconstituer sans cesse. Lorsque ce phénomène se produit depuis quelque temps, et que l'on est bien sûr que toutes les matières sont fluides, il faut enlever le creuset du feu : si l'on attendait davantage, on risquerait de le voir se percer. Tous les fondeurs savent qu'il n'y a rien de plus corrosif au rouge clair que le plomb ou la litharge pour les matières argileuses ou siliceuses, qui ne sont pas toujours des plus réfractaires, malgré leur nom.

Plusieurs fondeurs ajoutent au mélange cité ci-dessus une petite couche de borax, des clous en fer, des plaquettes de tôle, et remplacent le carbonate de soude par du flux noir : tout cela est très pratique.

Le fer, surtout quand il y a des sulfures en présence (galène, blende), active la désulfuration et par suite la réduction du plomb, tout en favorisant la formation d'une scorie très ferrugineuse et par conséquent très fusible.

Le creuset en fer a toutes les formes indiquées figure 32, mais plutôt celle du creuset de Hesse : il a toujours au moins un bec, sinon trois, pour couler facilement la matière fondue dans une lingotière.

Quand on se sert du creuset en fer, on évite l'introduction de fer en morceaux ; comme le vase fournit alors le réactif aux dépens de sa substance, il s'use au fur et à mesure de son emploi.

On opère en chauffant d'abord le creuset au rouge sombre, sans chargement ; avec une cuiller en fer ou en cuivre, on y introduit ensuite le mélange suivant :

100 grammes minerai pulvérisé rendu plombeux au besoin, grillé ou non ;
100 grammes de carbonate de soude fondu ;
50 grammes de potasse perlasse ou d'Amérique ;
15 grammes de tartre brut.

Sur ce chargement on place une légère couche de borax. Au rouge cerise, on brasse avec une spatule en fer, puis on pousse le feu au rouge brillant et, quand la masse sondée avec le ringard est bien fluide et devenue tranquille, en présentant la roue mobile à rayons sombres sur fond clair dont il a été question plus haut, on coule dans une lingotière.

Avec de la galène pure (sulfure de plomb), on obtient 84 pour 100 de plomb ; on devrait obtenir 86, il y a donc une perte d'à peu près 2 pour 100. Si le minerai ne tient que la moitié de son poids en plomb, l'essai au creuset de fer donne encore une perte plus forte (5 pour 100). Mais cette même galène pure ne donnerait à l'essai, dans un creuset de terre et sans fer ajouté, que 76 p. 100 au lieu de 86. Les essais au fer sont donc plus exacts que ceux faits sans ce réactif ; mais ils ne sont pas encore rigoureux et exigent une correction, qui varie avec la matière et même avec l'essayeur. Les fourneaux à creusets, les fours à moufle marchent aujourd'hui au gaz dans les laboratoires des villes où le gaz fonctionne. Nous donnons dans la note ci-jointe des détails sur ce genre d'appareils, qui tendent à se généraliser [1].

1. Dans les localités où le gaz ou bien l'essence de pétrole existent et peuvent être utilisés aisément, les fourneaux de M. Wiesnegg, marchant avec ces combustibles dont nous allons donner une description, sont utiles et fort commodes.

§ IV. CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES SUR LES ESSAIS POUR ARGENT PAR LA VOIE SÈCHE.

136. L'essai au creuset donne lieu à de plus grandes pertes que l'essai au scorificatoire; mais il permet d'opérer sur de plus grandes quantités, et convient parfaitement alors pour réduire les substances très pauvres en argent, mais surtout

Les fourneaux à moufle (coupelle), à gaz (fig. 34) et à essence de pétrole (fig. 35) sont représentés ci-joints.

Le fourneau pour creuset, à gaz, avec briquettes mobiles et réfractaires, de M. Wisenegg (fig. 36), et le même, à essence de pétrole (fig. 37), sont également représentés ci-après.

M. Wisenegg a attaché de plus son nom à un grand nombre d'appareils marchant aux becs de Bunsen accouplés, avec brûleurs de son invention.

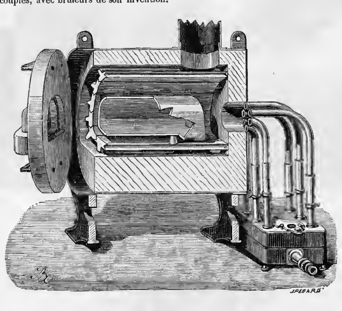


Fig. 34.

M. Terreil, dans son Traité des appareils et ustensiles employés en chimie, page 41 de l'*Encyclopédie chimique*, en donne une description succincte.

M. Wisenegg indique et construit également des appareils destinés à fabriquer du gaz, par la carburation de l'air légèrement comprimé, au moyen d'un ventilateur, d'une soufflerie, d'un gazomètre chargé de poids ou d'une trompe et mis en contact avec de grandes surfaces imprégnées d'essence légère de pétrole, d'une densité de 650 à 660 grammes. Le gaz fabriqué par ce procédé est riche et brûlé sous pression de 5 à 6 centimètres d'eau.

Le ventilateur hydraulique ressemble à un compteur à gaz, dans lequel on imprime à l'arbre de l'hélice un mouvement produit par une force mécanique extérieure (contrepoids ou ressort).

La pose de cet appareil, toutefois, diffère de celle d'un compteur ordinaire, en ce qu'il faut le fixer plus solidement à un sol parfaitement nivelé; la durée du travail produit est en rapport avec la longueur de la corde, que l'on peut d'ailleurs moufler plusieurs fois. Il convient de vérifier fréquemment le niveau de l'eau, afin de remplacer celle qui pourrait être entraînée, soit par la vitesse d'écoulement du gaz ou de l'air émis, soit par évaporation; c'est précisément afin que cette eau ne se répande pas dans la canalisation intérieure qu'on ménage dans celle-ci des inclinaisons munies de siphons, d'une facile surveillance.

Fig. 35.

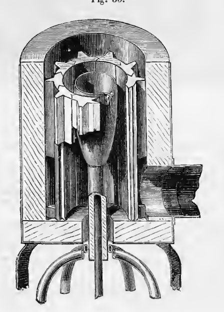


Fig. 36.

pour les minerais complexes tenant à la fois de l'argent natif, du chlorure, bromure, iodure d'argent et enfin pour les scories argentifères. Il s'applique également aux résidus et cendres de photographes ou d'orfèvres, qui sont souvent très compliqués de teneur, par suite d'éléments très variés qui s'y trouvent réunis.

Lorsque le soufre, l'antimoine et l'arsenic sont les minéralisateurs de l'argent,

La figure 38 représente l'appareil Wisenegg, qui se compose d'un ventilateur hydraulique, accompagné d'une bâche en métal, dans laquelle est placé le carburateur proprement dit. Pour pouvoir utiliser également les essences de densités un peu différentes et à des températures variables, on plonge le carburateur dans un bain-marie de très petites dimensions, à l'aide duquel on peut, l'hiver, chauffer légèrement des essences à 0,660, et refroidir, l'été, celles d'une densité moindre, selon

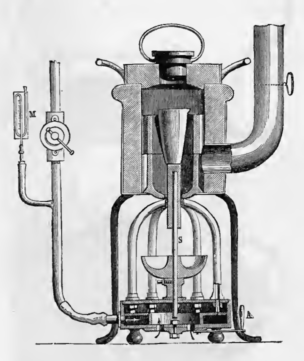


Fig. 37.

les besoins. Pour que le liquide subisse rapidement l'influence de ces variations de température, l'appareil est simplement composé d'une grossière étoffe de laine, enfermée entre deux lames de métal, le tout roulé en spirale et plongé dans le bain-marie. Ce dernier, d'une contenance de 5 litres d'eau environ, se chauffe au moyen d'un thermo-siphon, sous lequel est placé un petit brûleur à gaz. La vapeur d'essence, emmagasinée dans le carburateur, suffit à alimenter ce brûleur, jusqu'à ce que la température propre de l'appareil soit assez élevée pour dégager d'autres vapeurs destinées aux appareils du laboratoire. Cette disposition permet d'utiliser dans une pièce très froide de l'essence à 0,665. Il est avantageux de consommer l'air carburé dans le proche voisinage de sa saturation, et dans des pièces dont la température ne puisse descendre au-dessous de + 15 à 18° centigrades. Il est bon aussi de réserver dans la canalisation des inclinaisons terminées par des siphons ou des flacons destinés à recevoir les produits de la condensation ; enfin d'isoler ces conduits des murs, en les enveloppant de laine ou de tout autre corps mauvais conducteur de la chaleur.

Pour une marche tout à fait régulière, il convient de recevoir le gaz dans un gazomètre, d'une contenance égale à la dépense quotidienne.

la scorification qui oxyde d'abord ces substances avant la fonte subséquente paraît plus avantageuse ; mais la quantité sur laquelle on opère doit être la représentation

Le système Faignot-Chavée représenté dans la figure 39 paraît également satisfaire, au point de vue de la commodité de l'installation, de son prix assez modéré et de la sécurité contre les explosions, aux conditions requises. L'appareil se compose de plusieurs carburateurs et d'une cloche régulatrice,

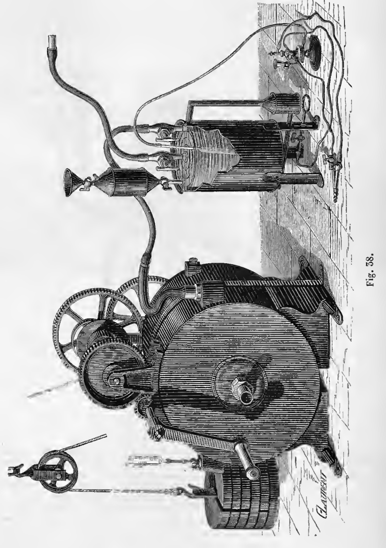


Fig. 38.

qui emmagasine l'air et le distribue, au fur et à mesure des besoins, soit dans un carburateur, soit dans plusieurs à la fois.

L'appareil fonctionne en remplissant les carburateurs avec de la gazoline ou essence de pétrole à 0,650 de densité, jusqu'au niveau indiqué par le robinet de jauge, en remontant le contrepoids et ouvrant le robinet de l'aspirateur : ce dernier se ferme lorsqu'on veut cesser de fonctionner.

exacte de la moyenne, car la prise d'essai est nécessairement limitée à la faible capacité du scorificatoire. La méthode de scorification sert du reste pour les minerais cités plus haut aussi bien que la méthode au creuset; toutes les deux rivalisent de rapidité, sans qu'on puisse donner des raisons de préférence bien déterminantes de l'une sur l'autre : c'est ce qui rend la voie humide inférieure peut-être comme vitesse.

Nous allons dans ce qui suit indiquer les différentes pratiques en usage dans les usines d'argent, pour les deux méthodes d'essais décrites.

A. *Scorification.*

137. Le scorificatoire est plus généralisé, en Espagne, en France et en Allemagne, que le creuset, qui l'est davantage en Angleterre et en Amérique, où l'on trouve cette dernière pratique plus rapide.

Le pouvoir calorifique du gaz obtenu est assez grand pour servir aux usages du laboratoire et à l'éclairage : 55 à 63 grammes de liquide sont consommés pour un bec Argand ordinaire et donnent une clarté de 25 bougies.

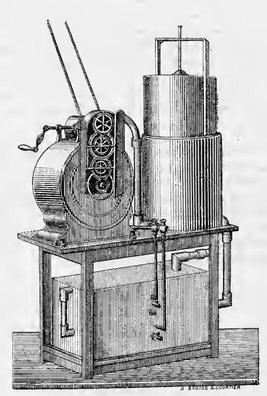


Fig. 39.

Cet appareil offre un certain avantage, en ce qu'il ne fabrique du gaz qu'à mesure qu'on le brûle et par conséquent n'offre point les dangers d'un réservoir à gaz placé dans un laboratoire.

Il fonctionne dans plusieurs usines de Belgique et se propage en ce moment-ci en France ; je dois dire toutefois que, déjà en 1875, j'ai eu connaissance de ces appareils en Angleterre, où ils ont pris naissance à ladite date.

Nous présentons ci-après un tableau des types les plus usuels des mélanges employés dans les laboratoires d'usines d'argent pour les essais d'argent par *scorification*.

La prise d'essai est faite sur 5 grammes, pour des matières tenant moins de 1 pour 100 d'argent.

La prise d'essai est faite sur 2,5 grammes pour des matières tenant au delà de 1 pour 100.

La prise d'essai est faite sur 10 grammes, pour des matières fort pauvres.

Dans ce cas, les divers boutons de plomb argentifère, obtenus sur plusieurs essais faits sur la même matière, sont réunis, fondus ensemble et amenés, par concentration avec le nitre, à un bouton unique, qu'on coupelle et dont l'argent représente le métal fin correspondant au total des essais pratiqués sur la matière.

Dans le tableau qui suit, les chiffres de la colonne de borax et de plomb indiquent le rapport de la charge à la prise d'essai.

Exemple : Si l'on a fait une prise d'essai, pour des *Résidus d'amalgamation*, de 5 grammes, le nombre 12, dans la colonne du plomb, et le nombre 15 dans celle du borax, indiquent qu'il faut prendre : $12 \times 5 = 60$ grammes de plomb et $15 \times 5 = 75$ grammes de borax : le coefficient constant en un mot est 5.

Le plomb doit être pauvre en argent et, par conséquent, chimiquement pur ; si l'essai doit être fait avec du plomb ayant une certaine teneur en argent, il faut, par des coupellations répétées après grenaillage, déterminer exactement le poids du bouton d'argent qui correspond au plomb d'essai et faire la déduction de poids sur les boutons obtenus.

138. Le plomb chimiquement pur s'obtient en décomposant par la chaleur du nitrate de plomb, cristallisé à deux reprises : l'oxyde qui reste est fondu dans un creuset, avec du charbon de sucre. On peut aussi fondre dans un creuset du sulfate de plomb, précipité et bien lavé, avec du flux noir (crème de tartre et nitre), qu'on a fait fuser sur une tôle, au rouge sombre. (Voir p. 113. Abréviations.)

On peut également l'obtenir en précipitant de l'acétate de plomb ou du chlorure de plomb par un fil de zinc ou une lame de zinc métallique, en lavant à fond et calcinant le produit dans un creuset brasqué.



Fig. 40.

La réaction de l'acétate sur le zinc, suspendu dans le liquide, donne lieu à une arborescence, à une grappe de cristaux, connue sous le nom d'*arbre de*

Saturne. La figure 40 représente un vase en verre, contenant de l'acétate de plomb ou sucre de plomb très pur, dissous dans l'eau distillée, à une densité de 1,427 (ce qui correspond à 51° de l'aréomètre de Baumé). A un morceau de bois qui surmonte le vase est attaché un fil vertical de zinc. En ajoutant quelques gouttes d'acide acétique, le fil se charge immédiatement de petits cristaux de plomb métallique, qui, au bout de quelques jours, forment des arborescences très remarquables de ce métal, produit par voie humide.

En employant le chlorure de plomb, à l'état cristallin et dissous à chaud dans de l'acide chlorhydrique pur, étendu de la moitié de son poids d'eau distillée bouillante, et une lame de zinc, on obtient le même phénomène : les cristaux sont moins nets et plus arrondis. Ils affectent quelquefois la forme de feuilles de fougère.

On obtient les mêmes cristaux en précipitant par un courant électrique faible la dissolution d'acétate de plomb.

Les cristaux de plomb, précipités par voie humide, ainsi qu'il vient d'être dit, dans l'acétate de plomb, sont très purs, mais très oxydables : on fabrique avec eux facilement de la céruse, quand on prend des dissolutions faibles d'acétate, de façon à obtenir de très petites molécules cristallines, qui s'attaquent alors rapidement sous l'action de l'oxygène et de l'acide carbonique de l'air, lorsqu'on laisse les cristaux mouillés d'eau acidulée par l'acide acétique.

Ces cristaux de plomb précipité se présentent aujourd'hui dans divers procédés de traitement par voie humide des minerais et matières plombeuses, — procédés récemment créés et qui tendent à se substituer aux procédés antiques et souvent dispendieux de la voie sèche[1]. Ces cristaux sont employés également dans les appareils récemment inventés pour accumuler l'électricité ; ils servent de base aux accumulateurs électriques de MM. Planté, d'Arsonval et Faure.

Les cristaux, formés par cristallisation ou pattinsonnage dans une chaudière de plomb fondu, sont petits, de forme octaédrique, tronqués sur les angles, disposés assez peu symétriquement ; ils ont plutôt l'aspect de grumeaux que de cristaux : même formés dans une masse de plomb commercial assez pur, ces cristaux ne donnent pas la pureté chimique absolue.

139. Relativement au plomb chimiquement pur, voici ce que dit M. Schutzenberger :

« Il existe un plomb, obtenu par voie humide, qui est une modification allotropique du métal et qui se distingue du métal ordinaire par son état amorphe et son oxydabilité à froid ou à une température peu élevée.

« Pour l'obtenir, on emploie une petite auge rectangulaire de 4 à 5 centimètres pour le petit côté, en prenant comme électrode positive une large lame de plomb occupant l'une des faces longues de l'auge; un fil de platine horizontal, auquel on peut suspendre des lames de platine étroites, placées en regard de la lame de plomb, à 3 ou 4 centimètres de distance, est mis en communication avec le pôle positif d'une pile Bunsen à 1 ou 2 éléments. On verse dans l'auge une solution de

1. Ces procédés de l'auteur sont en exploitation à Widness, avec des perfectionnements introduits par MM. F. Maxwell Lyte et Crosse, directeur. Ces procédés remplissent une lacune métallurgique : lorsque le plomb, le cuivre, le zinc, l'argent, l'antimoine et l'arsenic sont en présence, les procédés de la voie sèche sont une vraie toile de Pénélope ; la voie humide est rapide et peu compliquée.

potasse caustique à 10 pour 100. Au début, il se dégage de l'hydrogène, et l'oxygène provenant de l'électrolyse de l'eau dissout le plomb de la lame positive en donnant du plombite de potasse. Dès qu'il s'est accumulé dans le bain un peu de métal, celui-ci commence à se séparer sur les lames de platine, sous forme d'une couche grise, spongieuse, complètement amorphe. Comme l'eau continue à être décomposée, il se dissout plus de plomb qu'il ne s'en précipite ; le bain s'enrichit, et à un moment donné on voit apparaître des cristaux de plomb ordinaire. Le dépôt amorphe peut être lavé à l'eau bouillie, légèrement acidulée avec de l'acide acétique, puis à l'eau pure, égoutté sur du papier joseph et séché dans le vide. Préparé ainsi, il est très combustible et se transforme assez vite à l'air, à la température ordinaire, en lamelles de litharge jaunâtres et cristallines. Ce plomb réduit de nouveau au creuset est chimiquement pur.

Lorsqu'on n'a point à sa disposition de plomb chimiquement pur, pour les essais d'argent, ce qu'il y a de plus simple à faire, c'est l'opération indiquée à la fin de l'article (137).

140. Voici le tableau des chargements de flux pour essais par scorification des matières argentifères, suivant leur nature et provenance : ce tableau est extrait du *Probirbuch* de B. Kerl.

	MATIÈRES A ESSAYER.	CHARGEMENT EN Plomb.	CHARGEMENT EN Borax.	OBSERVATIONS. Les numéros de renvoi correspondent à ce même tableau.
1	Alliages de cuivre et argent. .			
	Id. soudures d'argent. . . .			Voir Zinc (nos 31 et 31 (*a*.
	Id. soudures d'or.			Voir Matières d'or et d'argent (art. 191).
2	Amalgamation.			
2(*a*	— Argent amalgamé.			Distillation.
2(*b*	— Mercure argentifère. . . .			Idem.
2(*c*	— Résidus d'amalgamation. .	12 à 15	jusqu'à 15	
2(*d*	— Id. Id. de cuivres noirs .	8 à 10	1 à 10	
3	Antimoine			
3(*a*	— Minerais d'antimoine argentifères.	16	200	(1/4)
4	Argent antimonial.	32	300	(1/4)
5	Argent brut.	»	»	Procédés par voie humide (Gay-Lussac).
6	Arsenic.			
6(*a*	— Minerais arséniqués. . . .	jusqu'à 16	jusqu'à 50	Haute température du moufle, pour éviter la formation d'un bord au scorificatoire.
7	Bronze des canons.	20 à 24	20 à 25	(1/2)
7(*a*	Bronze argentifère.	20 à 24	20 à 25	(1/2)
8	Cuivre.			
8(*a*	— Minerais de cuivre argentifères	10 à 20	10 à 15	
8(*b*	— Cuivre raffiné argentifère .	18 à 20	1 à 5	(1/2)
8(*c*	— Cuivre noir argentifère . .	18 à 20	10 à 15	(1/2)
8(*d*	— Matte cuivreuse.	12 à 15	10 à 15	
9	Cobalt.			
9(*a*	— Minerais de cobalt argentifères	20	15 à 20	
10	Crasses riches zingueuses. . .	16	16	
11	Cendres de photographes. . .	8 à 9	0 à 20	
12	Cendres d'orfèvres.	8 à 9	8 à 9	
13	Débris de fours.	12 à 14	10 à 15	
14	Étain argentifère.	16	16	On opère bien mieux en ajoutant 1gr,25 d'oxyde d'étain, 16 p. de plomb et seulement 4 p. de borax.
14(*a*	— Minerais d'étain argentifères.	20 à 30	15 à 25	(1/4) On fait plusieurs scorifications.
15	Fonds de coupelle	8	10 à 20	
16	Fumées de plomb ou de cuivre argentifères.	12 à 15	15	On fait une vingtaine d'essais, on les réunit en deux boutons, on fait l'opération *cc*.
17	Fer argentifère	8 à 12	2 à 3 et 1 de verre pilé.	On fait un grillage préalable au moufle avec du nitre.
18	Fonte argentifère	8 à 12	2 à 3	Idem.
19(*a*	Galène pure. . . . . } argentifères.	6	0 à 15	
19(*b*	— pyriteuse. . . . } argentifères.	jusqu'à 11	20 à 30	
19(*c*	— blendeuse. . . } argentifères.	jusqu'à 11	20 à 30	

	MATIÈRES A ESSAYER.	CHARGEMENT EN Plomb.	CHARGEMENT EN Borax.	OBSERVATIONS.
20	Laitons	20 à 24	15 à 20	(1/2) Il faut scorifier une seconde fois le culot de plomb.
21	Mattes plombeuses	9 à 20	12 à 25	Les culots de deux prises d'essai scorifiés sont scorifiés de nouveau avec du borax, ajouté peu à peu.
21 (a	— — nickélifères	11 à 14	12 à 25	
21 (b	Mattes de cuivre	12 à 15	10 à 15	On ajoute le borax peu à peu.
21 (c	Mattes crues	10 à 12	jusqu'à 30	
22	Minerais divers		»	
22 (a	— arséniés	jusqu'à 16	jusqu'à 50	
22 (b	— d'argent	16	200	
22 (c	— d'antimoine			
22 (d	— maigres (Durrerze) (argentifères)	12 à 15	jusqu'à 15	
22 (e	— — ordinaires (argentifères)	12 à 15	jusqu'à 15	
22 (f	— — basiques (argentifères)	8	25 à 30	
22 (g	— — acides (argentifères)	8	0 à 20	
22 (h	— — pyriteux (argentifères)	12 à 14	10 à 15	
22 (i	— de cuivre (argentifères)	10 à 20	10 à 15	
22 (j	— de cobalt (argentifères)	20	15 à 20	
22 (k	— d'étain (argentifères)	16	16	
22 (l	— de nickel (argentifères)	20	15 à 20	
22 (m	— de zinc (argentifères)	10 à 16	15 à 25	
23	Nickel			
23 (a	— Minerais de nickel argentifères	20	15 à 20	
24	Oxydes de fer argentifères	8 à 12	2 à 3 et 1 de verre pilé.	
24 (a	— de plomb argentifères	0	1 à 5	Avec addition de charbon.
25	Pains de liquation	18 à 20	10	(1/2)
26	Résidus d'amalgamation	12 à 15	jusqu'à 15	
26 (a	— de cuivres noirs	8 à 10	1 à 10	(1/2)
26 (b	— des procédés dits d'Extraction	8 à 10	1 à 10	(1/2) (Ziervogel, Augustin, etc.)
27	Regrets d'orfèvres	8 à 9	0 à 20	
27 (a	Regrets de photographes	8 à 9	0 à 20	
28	Scories argentifères	12 à 15	10 à 15	On fait une vingtaine d'essais, on les réunit en deux boutons et on fait l'opération *cc*.
29	Speiss, plombo-argentifères	10 à 20	15 à 35	(1/2)
30	Schlamms et boues des laveries	12 à 15	15	On fait une vingtaine d'essais, on les réunit en deux boutons, et on fait l'opération *cc*.
31	Zinc argentifère et Crasses riches de la désargentation	16	16	(1/4) On ajoute $1^{gr},25$ d'oxyde d'étain, pour bien réussir.
31 (a	— Minerais de zinc argentifères	10 à 16	15 à 25	Très haute température, dès le commencement.

Abréviations. — *cc*, veut dire que les culots de plomb de 3 essais sont coupellés ensemble. (1/4) veut dire qu'il faut se contenter de 1/4 de prise d'essai, c'est-à-dire de $1/4 \times 5^{gr} = 1^{gr},25$. (1/2) — — 1/2 — — $1/2 \times 5^{gr} = 2^{gr},50$.
Observations. — On peut remplacer le plomb métallique granulé ou en feuille par un poids équivalent d'oxyde de plomb, minium, céruse, etc., augmenté de 25 à 30 %, mélangé à environ $0^{gr},50$ à $2^{gr},50$ de charbon de bois en poudre fine.

B. *Fonte au creuset.*

141. Nous donnons ci-après un tableau analogue, que nous avons formé pour résumer les pratiques de diverses usines pour l'essai au creuset des matières argentifères; au rebours du tableau précédent, au lieu de classer par matières, nous avons classé par pays, parce que, en réalité, ces pratiques sont plutôt des coutumes locales que des méthodes scientifiques.

PAYS	CHARGE du creuset en matières à essayer	FLUX				OBSERVATIONS
		Carbonate de soude ou matières alcalines	Borax	Matières plombeuses	Divers	
France (*a*. . .	10gr	30gr **C** 30gr **FN**	»	»	10gr **Ch**	*Pour les minerais d'argent.*
— (*b*. . .	10gr	10gr **G** 50gr **P**	»	»	15gr **T** fer métallique (clous, fils) ou creuset de fer.	*Pour les minerais d'argent.*
Angleterre (*a*.	10gr	10gr **S**	»	50gr **L**	1gr,50 **T**	*Pour les minerais d'argent.*
— (*b*.	25gr	15gr **P**	10gr	20gr **L**	10gr **T** Couverte de 10gr de **S** et 10gr **Sm.**	*Pour regrets d'or et d'argent.* Lorsque l'essai est terminé, on sème dans le creuset 5gr de litharge. On fait 4 essais consécutifs pour obtenir une teneur exacte en or.
— (*c*.	25gr	»	»	25gr **M**	35gr **FF**	*Résidus divers, balayures, etc.*
— (*d*.	25gr	20gr **S** 20gr **P**	»	25gr **L**	20gr **Sm** 10gr **T** 10gr **V**	*Pour regrets d'orfèvres et autres matières argentifères.*
Espagne . . .	5gr	»	20gr	20gr **L**	10gr **FN** Couverte de **Sm.**	*Pour les minerais d'argent.*
Allemagne . .	8 % 8 % de la charge; puis 92 % de la charge, après fusion de cette première portion.	0gr,15 **P** »	» 4gr	1gr,50 **L** 25gr **L**	» »	Procédé ordinaire des usines du Hartz *pour les minerais d'argent.* On fait simultanément un essai semblable sans minerai ou matière à essayer pour déduire du bouton d'essai obtenu la teneur en argent de la litharge mélangée.

PAYS	CHARGE du creuset en matières à essayer	FLUX				OBSERVATIONS
		Carbonate de soude ou matières alcalines	Borax	Matières plombeuses	Divers	
Hartz	20gr	60gr **P**	»	»	1gr,20 **Ch** Couverte de **Sm**.	*Pour les litharges.*
Przibram . . .	10gr	»	»	160gr **L**	2gr,25 **Q** 0gr,50 **Ch**	*Pour les scories.*
Freiberg (*a*. .	7gr.50	15gr **P**	»	30gr **Pb**	»	*Pour les scories.*
— (*b*. .	15gr	120gr **P**	100gr	15gr **Pb**	Couverte de **Sm**	*Résidus des laveries, bocards, etc.*
Braubach . . .	25gr	»	»	20gr **L**	25gr **FB** Couverte de charbon pulvérulent	*Pour les regrets d'or et d'argent, balayures, etc.*
Mexique (*a* . .	20gr	66gr **C**	»	66gr **L**	3gr **Ch** 20gr **Sn**	*Pour les minerais d'argent.*
— (*b*. .	16gr	60gr **C**	»	48gr **L**	16gr 20gr **Ch**	*Pour les minerais d'argent.*
— (*c*. .	2gr	10gr **BC**	»	25gr **L**	Couverte de **Sm**	*Pour les minerais d'argent.*

ABRÉVIATIONS :

L = Litharge.
P = Potasse caustique.
C = Carbonate de soude fondu et sec.
Ch = Charbon en poudre.
Sm = Sel marin, fondu ou non.
BC = Bicarbonate de soude.
FN = Flux noir (2 nitrate de potasse, 1 crème de tartre, chauffés préalablement sur une pelle rouge.)
S = Soude caustique.
T = Crème de tartre.
M = Minium.

FF = *Flux spécial composé de :*
Potasse 600gr
Borax 200gr
Verre 100gr
Soude 100gr
Nitre 50gr
Charbon 20gr
} 1060gr mélangés

FB = *Flux blanc allemand :*
Potasse 100gr
Soude 100gr
} mélangés.

V = Verre pulvérisé.
Q = Quartz pulvérisé.
Pb = Plomb en grenailles ou en feuille.

C. *Signes auxquels on reconnaît à la coupelle les métaux étrangers contenus dans le plomb, tels que cuivre, zinc, antimoine, or, etc.*

142. *a*/ A la coupelle, on reconnaît sur-le-champ la présence de faibles traces de *zinc* dans le plomb. Une cupule d'oxyde de zinc, jaune clair, devenant blanche par le refroidissement et des fumées assez abondantes et floconneuses d'oxyde de zinc, lorsque ce métal est abondant, et enfin un simple petit bourrelet scoriacé de même couleur, quand il n'y a que des traces de métal, décèlent aisément une impureté zingueuse du plomb. La manière de se solidifier d'un plomb même légèrement zingueux ; sa texture et sa tendance à faire la feuille, révèlent également les moindres traces de zinc. Ces essais sont presque toujours suffisants, s'il n'est pas nécessaire de déterminer le titre exact en zinc, pour guider le travail du directeur d'usine, pour peu qu'il ait acquis une certaine expérience.

143. *b*/ Le *fer* se décèle rapidement à la coupelle, quand le plomb le contient, même en faible quantité. Le découvert est long à se faire ; l'oxyde de fer se brise en pellicules rigides, de couleur brune, d'aspect métallique et laisse en disparaissant un anneau circulaire scoracié ferreux sur les bords de la coupelle. Si l'on a des doutes sur la nature du métal, il suffit d'enlever cette petite croûte, de la broyer et de la dissoudre dans l'acide nitrique, dans un tube d'essai, etc., ajoutant quelques gouttes de ferrocyanure de potassium, qui donne une coloration foncée de bleu de Prusse, — ou de sulfocyanure de potassium, qui donne une coloration caractéristique rouge sang.

144. *c*/ Le *cuivre* se reconnaît à la coupelle, d'abord parce que l'opération marche péniblement, ensuite parce que le bouton est très aplati (il ne roche pas), et enfin parce qu'il n'adhère pas au fond : ce fond est fortement coloré par le cuivre, en gris violet, brun, et cette coloration s'étend d'autant plus qu'il y a eu plus de cuivre dans l'alliage coupellé.

145. *d*/ Quand l'*or* est présent, la coloration jaune du bouton l'indique : pour cela, il faut le retirer hors de la coupelle, dont les reflets jaunes pourraient induire en erreur (le jaune de la litharge imbibée dans les os). Le bouton, aplati entre deux plis de papier sous l'enclume et présenté sur une feuille de papier blanc, est examiné à la loupe. En l'introduisant, en cas de doute, dans un tube d'essai, avec de l'acide nitrique et chauffant, l'or reste au fond inattaqué en particules fines noires insolubles.

146. *e*/ L'*antimoine* se reconnaît également à la coupelle. Les moindres traces de ce métal forment un antimoniate de plomb brun ; la pellicule, avant le découvert, a beaucoup de peine à se dégager ; les fragments sont à angles arrondis, au contraire de celles du fer. Lorsque la proportion d'antimoine est un peu forte, l'antimoniate de plomb forme des petites gouttes huileuses rouges, comme des yeux sur le bouillon, qui tournoient longtemps, avant de s'imbiber dans la coupelle. Lorsque la proportion atteint de 8 à 10 pour 100 d'antimoine, il se forme un

bourrelet scoriacé, jaune paille, en anneau, sur la coupelle, qui se fendille du reste très facilement. Cet antimoniate de plomb formé constitue, dans la coupelle en grand, les premières litharges impures, appelées en Allemagne : *abzug* et *abstrich*, noms qu'on leur a conservé dans toutes les usines du continent.

147. *f/* L'*arsenic*, le *nickel* et le *cobalt* se reconnaissent également à la coupelle. Elle se fend, présente un petit bourrelet et fume abondamment avec odeur d'ail, lorsque l'arsenic est présent.

Le nickel et le cobalt sont peu oxydables, mais finissent par disparaître avecl a litharge dans les os, qui se colorent en violet plus ou moins foncé.

148. Au chalumeau on obtient également des signes fort clairs, qui permettent, non moins rapidement qu'à la coupelle, de reconnaître les matières étrangères au plomb. Le bec Bunsen surtout fournit d'excellents indications. (Voir ci-après.)

DEUXIÈME SECTION.

ESSAIS DES MINERAIS ET ALLIAGES D'ARGENT PAR VOIE HUMIDE.

§ I. ESSAIS DES MINERAIS D'ARGENT PAR VOIE HUMIDE.

1° Procédé par le zinc métallique.

149. Nous distinguerons deux cas : *a/* La matière est plombeuse.
b/ La matière ne contient pas de plomb.

A. *Essais des minerais d'argent contenant du plomb.*

150. Nous avons créé et pratiqué, depuis plus de quinze ans, cette méthode, qui permet d'essayer, avec une perte de plomb et d'argent moindre que par voie sèche et avec une grande facilité, toute espèce de minerais de plomb argentifère.

On pèse 25 grammes de minerai finement broyé, qu'on attaque à froid dans une capsule de porcelaine, avec 150 grammes d'acide chlorhydrique. On ajoute de l'eau bouillante et deux ou trois petits lingots de zinc[1].

Aussitôt un précipité de plomb poreux, métallique, abondant si la matière est riche, avec fort dégagement d'hydrogène, se dépose sur les lames, qu'on a soin,

1. Les lames de zinc, faites avec du zinc laminé, contiennent du plomb et de plus laissent, mélangées au plomb précipité en excès, des molécules de zinc métallique, détachées par la corrosion et qui par suite détruisent la pureté du plomb. Il est préférable de remplacer les lames par de petits lingots. Pour cela, on fond du zinc pur et on le moule en baguettes d'environ 20 centimètres de longueur, 2 centimètres de largeur et 1 cent. $^{1}/_{2}$ d'épaisseur ; on les remplace par de nouvelles, avant qu'elles soient trop corrodées, pour éviter les chutes de molécules zingueuses dans le précipité.

chaque fois qu'elles sont couvertes suffisamment, de nettoyer, en enlevant, à l'aide d'un couteau et dans un verre à part contenant un peu d'eau acidulée, le métal floconneux expulsé et qu'il s'agit de recueillir : il faut éviter autant que possible la chute de ces grumeaux, surtout s'il y a beaucoup de gangue. Lorsque l'attaque paraît terminée, — ce que l'on vérifie aisément par l'introduction d'une plaque de zinc récemment décapée, qui alors reste intacte de taches plombeuses, ou encore par un essai de la liqueur à l'hydrogène sulfuré, — on décante les petites molécules de plomb flottantes dans le liquide, pour les réunir à celles contenues dans le vase ci-dessus indiqué. Lorsque tout le plomb est ainsi réuni, on le presse entre les doigts ou autrement, de façon à expulser l'eau acidulée et le nitrate de zinc, emprisonnés dans les pores : on lave à plusieurs reprises dans l'eau bouillante, on sèche sur papier-filtre et on pèse, après dessiccation sous entonnoir, à 150° environ. Le produit est fondu au besoin dans un scorificatoire, avec un peu de borax et du charbon en poudre, ou mieux, avec un petit morceau de soude ou de potasse caustique et du charbon en poudre. Aussitôt que la fusion est faite, à la plus basse température possible, on coule le plomb, on le pèse à nouveau : on obtient ainsi un poids de plomb fondu, qui est généralement les 68 à 75 pour 100 environ de celui que l'on a trouvé après dessiccation et qui retient tout l'argent de l'essai.

Lorsque l'essayeur est familiarisé avec cette méthode, fondée, comme on le voit, sur la réaction de l'arbre de Saturne (138), il peut éviter la fusion du plomb desséché, lorsqu'il a déterminé, par une série suffisante d'essais, la réduction constante qu'entre ses mains et avec un séchoir de construction donnée, le plomb poreux éprouve. On peut alors coupeller directement en plaçant le plomb poreux dans une coupelle rouge, avec une pincée de charbon en poudre, pour bien ramasser l'éponge plombeuse et faciliter le *découvert*.

L'essai que nous venons de décrire peut se faire également avec l'acide acétique, à 7 degrés Baumé, additionné d'assez d'acide nitrique, en petite quantité, pour dissoudre seulement l'argent qui se trouverait à l'état natif.

151. Le procédé qui vient d'être décrit suppose des matières riches en plomb et ne contenant par conséquent point ou très peu de gangue. Si la matière est sulfureuse, antimonieuse, etc., il faut griller préalablement, pour qu'on puisse traiter avec l'acide acétique; on peut, sans griller, traiter à l'acide chlorhydrique; mais cet acide, en présence du zinc métallique, n'attaque que les galènes et les blendes : les pyrites restent intactes; c'est même un moyen excellent de séparer, dans l'essai, l'élément pyriteux des autres sulfures métalliques. Le grillage est convenable, s'il n'est pas indispensable, parce que souvent au plomb poreux précipité adhèrent des particules de soufre brut éliminé; car, dans la réaction, le soufre n'est pas expulsé intégralement à l'état d'hydrogène sulfuré; alors le plomb précipité devant être fondu ou coupellé, se sulfure de nouveau avec le soufre solide isolé, ce qui donne lieu à des mécomptes de teneur et à des embarras.

Le procédé par le zinc métallique s'applique également aux *matières plombeuses très pauvres*, c'est-à-dire très chargées de gangues : il est tout à fait général, très précis, si l'on emploie de la matière finement broyée et au besoin bien grillée, et si l'on prend les précautions suivantes.

L'attaque se fait comme avant, sur 25 grammes, avec 150 grammes d'acide

chlorhydrique pur, mais divisé en trois doses, ajoutées successivement, ainsi qu'il va être dit; de plus, le zinc n'est pas introduit immédiatement, et il fonctionne à part dans une seconde capsule en porcelaine, qui reçoit les décantations de la première.

L'acide chlorhydrique bouillant, versé à raison de 50 grammes sur la matière, attaque le plomb et le transforme en chlorure : l'argent est également chloruré; tous deux sont insolubles, mais deviennent réciproquement solubles à l'état de chlorures doubles : les chlorures métalliques ici en présence sont au nombre de trois : le chlorure d'hydrogène (ou acide chlorhydrique), les chlorures de plomb et d'argent[1].

Ce phénomène de la solubilité des chlorures, individuellement insolubles, dans d'autres chlorures, n'est pas unique : le chlorure d'argent, par exemple, insoluble dans l'eau, est cependant très soluble dans l'eau salée : le procédé d'extraction de l'argent, dit de *chloruration*, inventé par Augustin, est précisément fondé sur la solubilité du chlorure d'argent dans le chlorure de sodium.

Revenons à l'essai : les cristaux de chlorure de plomb, blancs et en forme d'aiguilles, formés par l'action de l'acide chlorhydrique sur le plomb contenu dans l'essai, apparaissent bientôt dans la liqueur d'attaque et se déposent sur le fond de la capsule. Par l'addition d'un peu d'eau bouillante, ils se redissolvent. La liqueur est décantée dans une seconde capsule, où elle est traitée par le zinc métallique, qui en précipite rapidement à l'état spongieux le plomb avec l'argent.

Une seconde attaque de la même matière, avec 50 nouveaux grammes d'acide, donne une nouvelle quantité de liqueur, qu'on additionne de 50 nouveaux grammes d'eau bouillante, lesquels épuiseront en général la quantité de plomb contenue dans les 25 grammes de minerai en traitement. Cette liqueur, décantée rapidement et à chaud, est ajoutée à celle de la seconde capsule et également traitée par le zinc métallique, qui en précipite l'argent avec le plomb.

On exécute une troisième attaque, avec les derniers 50 grammes d'acide et une troisième reprise d'un égal poids d'eau bouillante.

On a l'habitude de recueillir cette troisième liqueur à part, dans un verre à pied, où on la soumet spécialement à la réaction du zinc métallique, avec les eaux de lavage des gangues, — lavage qui doit être très soigné et fait à l'eau chaude. Les petites quantités de plomb obtenues sont ajoutées à la deuxième capsule.

On aura de la sorte séparé les gangues du minerai d'avec le plomb et l'argent, qui viennent ensemble. Les précautions pour le lavage, le séchage, etc., du plomb poreux, sont exactement les mêmes que celles indiquées précédemment.

On vérifie la netteté de l'essai, en introduisant au milieu des gangues, bien lavées, avec quelques gouttes d'acide nitrique étendu d'eau, une lame de zinc, qui se couvrira de plomb noir, si les trois attaques n'ont pas complètement épuisé le plomb contenu. Des parcelles de plomb noir, formées et disséminées dans la gangue, indiquent également un essai imparfait.

En comprimant, entre les doigts ou autrement, ces molécules de plomb poreux

1. Pour la plupart des chimistes, l'hydrogène est un métal gazeux; en tout cas, il en a toutes les propriétés : une des plus curieuses est, sans contredit, celle de former de vrais alliages avec d'autres métaux (le palladium, par exemple).

excessivement légères, de façon à leur donner de la consistance et de la compacité, on peut, par un lavage à l'eau et à la sébille, les réunir, les séparer de la gangue, les recueillir et les ajouter au plomb des trois attaques précédentes. On observe que le plomb poreux, provenant des attaques à l'acide chlorhydrique, est plus amorphe, moins adhérent et moins compact que celui qui sort des acétates, lequel, quand la liqueur est concentrée, est plus cristallin et plus spongieux, toutes circonstances égales d'ailleurs : le précipité sortant des acétates est, par suite, plus facile à recueillir, raison pour laquelle on préfère l'acide acétique comme liqueur d'attaque, quand l'essai par voie humide ne requiert pas absolument un acide énergique. Il est d'habitude d'opérer simultanément avec les deux genres d'acides.

En négligeant même les dernières parcelles de la contre-épreuve de l'essai, le rendement en plomb est toujours au moins de 4 pour 100 en sus de celui de la voie sèche et même, dans certains cas, de 8 pour 100. Comme l'opération n'exige qu'un peu d'acide, quelques lames de zinc et une lampe, cette méthode est très économique, expéditive et de plus exacte ; ce sont des raisons qui devraient être suffisantes pour la faire adopter dans les laboratoires d'usines.

B. *Essais des minerais d'argent ne contenant pas de plomb.*

152. Cette méthode d'essai par voie humide réussit également pour les matières argentifères *non plombeuses*. On incorpore au minerai, avant d'employer l'acide chlorhydrique ou acétique, un poids connu de chlorure ou d'acétate de plomb cristallisé ou de litharge, de minium ou de céruse. On opère alors comme avant : le poids du plomb introduit, déduit de celui trouvé, permettra même de déterminer les moindres traces de plomb par différence; résultat qui n'est pas atteint par la voie sèche. Des scories plombeuses, argentifères, ne donnent par voie sèche aucun résultat, tant que la teneur n'atteint pas 3 à 4 pour 100 de plomb ; la voie humide donne ces 3 à 4 pour 100 : c'est même une manière très facile de comparer les deux procédés, sous le rapport du rendement.

Il est utile de remarquer ici que, si l'argent se trouve à l'état *métallique* dans l'essai, la totalité de l'argent ne sera amenée par le plomb qu'en y mettant un grand excès d'acétate ou d'oxyde plombeux. Dans ce cas, il est même préférable de faire la précipitation par le zinc dans le minerai même. Il s'exerce alors, dans un rayon très petit, entre le zinc et l'argent, une attraction énergique, qui évidemment est de nature électrique; cette action varie, suivant l'acide employé. Avec l'acide chlorhydrique, l'argent métallique est transformé en chlorure, mais difficilement; avec l'acide acétique, l'argent reste complètement insoluble. Le métal argent ne peut donc, dans les deux cas, être amené au plomb métallique spongieux, qu'en obéissant à l'attraction magnéto-électrique du zinc et parce que le plomb vient à l'état naissant. En examinant à la loupe le précipité de plomb, formé dans ce cas, on remarque aisément de petits globules d'argent métallique attirés et empâtés par lui, mécaniquement sans doute aucun.

Il peut arriver alors que le dépouillement en argent de l'essai soit incomplet. Lorsqu'on a des doutes sur l'extraction totale de l'argent, il convient de réattaquer le résidu par un peu d'acide nitrique, qui, en présence de l'acide chlorhydrique ajouté, fournit un chlorure d'argent décomposé facilement par le zinc;

en présence de l'acide acétique, c'est du nitrate d'argent qui se forme et qui alors est décomposé par le zinc. Une scorification ou mieux un essai au chalumeau, sur une petite portion de la gangue, bien débarrassée des dernières molécules de plomb poreux, démontreront s'il y a de l'argent resté inattaqué. Deux essais simultanés doivent être entrepris parallèlement, afin d'acquérir toute sécurité sur les teneurs.

2° Divers procédés.

155. Le procédé *Gay-Lussac* repose sur ce fait : une dissolution d'argent dans l'acide nitrique est précipitée complètement par le sel marin; le précipité de chlorure d'argent est caillebotté et se rassemble facilement au fond du vase, moyennant une secousse vive ; la liqueur reste alors claire et l'on peut faire de nouvelles additions de réactifs qui, en fournissant un nouveau trouble, indiquent que la quantité d'argent n'a pas été totalement éliminée. Si, après des additions successives de sel marin, par doses petites et bien déterminées, on arrive à ne plus avoir de trouble, c'est qu'on a dépassé le point où il n'y a plus d'argent dans la liqueur, et on peut estimer, en revenant en arrière, c'est-à-dire en introduisant des doses d'argent à l'état de nitrate et en quantité connue, renfermer ce point précis entre deux limites très voisines, de manière à fixer exactement le titre d'argent qui existait dans la liqueur primitive, par la mesure des volumes de sel marin et de nitrate d'argent décime dépensés. Plus loin, nous donnerons les détails de cette importante opération.

154. Le procédé par voie humide de Gay-Lussac, fondé sur la précipitation du nitrate d'argent à l'état de chlorure, insoluble, par le sel marin et dont nous nous occuperons bientôt, a rendu les essais de matières d'argent plus faciles et plus exacts, mais seulement dans le cas où l'argent en présence est en quantité très dominante. Ainsi des galènes tenant beaucoup moins de 500 grammes à la tonne seront facilement essayées par voie sèche, ou par la méthode précédente par voie humide; mais elles ne fourniront aucun résultat par le procédé Gay-Lussac ou tout autre, s'il n'y a pas entraînement de l'argent avec le plomb[1].

Il ne réussit pas très bien non plus, lorsque le nitrate d'argent est associé à l'étain et à l'antimoine d'une part et au mercure et au plomb d'autre part. Dans le premier cas, il se fait un dépôt lent d'acide stannique et d'acide antimonique, salissant l'argent. Dans le second cas, le mercure précipité contient du plomb et du mercure. Par conséquent, dans les deux cas, la dépense en liqueur salée décime de chlorure de sodium, servant à titrer la liqueur, est exagérée.

155. M. F. Pisani a proposé depuis assez longtemps un procédé, par voie humide, pour doser les moindres traces d'argent, même en présence du plomb, du cuivre, de l'antimoine, de l'arsenic, etc., sauf le mercure; il est fondé sur la coloration bleue de l'amidon en présence de l'iode, coloration qui n'a lieu que quand tout l'argent est précipité à l'état d'iodure d'argent. Comme pour le procédé de

1. Voir le travail de MM. Durocher et Malaguti, *Annales des Mines*, t. XVII.

Gay-Lussac, le mercure trouble l'exactitude des résultats obtenus. Le procédé à l'iode s'applique de préférence, comme le précédent, plutôt aux alliages de plomb et argent qu'aux minerais, où certaines gangues et certaines substances contenues peuvent masquer un peu les résultats. Nous décrirons donc le procédé Pisani comme le procédé Gay-Lussac et Volhardt (aux sulfocyanures alcalins), au paragraphe suivant : Essais des *alliages* d'argent par voie humide.

156. Pour terminer ce que nous avons à dire sur les méthodes d'essais des minerais argentifères par voie humide, nous dirons que la pratique actuelle des usines, tant sur le continent que dans le Nouveau Monde, se réduit, d'une manière à peu près exclusive, aux essais, par voie sèche, du scorificatoire et du creuset.

Dans les plus grands établissements métallurgiques, dans ceux qui reçoivent des chargements de minerais argentifères très divers et sur une échelle considérable, comme par exemple ceux de Swansea (MM. Vivian et Sons; Richardson et C°; Delwyn et C°, etc.), ceux du Hartz et de la Saxe, le service si important des essais des minerais d'argent, qui en somme constituent la base des achats et par suite des bénéfices de toute l'industrie métallurgique en jeu, est une haute branche de l'administration usinière. Placée sous la direction méthodique d'un personnel habile d'essayeurs, obéissant eux-mêmes aux ordres d'un chef suprême, qui a soin de régler toutes les opérations pour ainsi dire chronométriquement, elle représente un rouage capital : l'ordre, la méthode, la discipline de ces ateliers est chose indispensable. Troubler par des méthodes d'essais nouvelles, quelque bonnes qu'elles soient, un système bien étudié, connu, routinier, n'est pas considéré chose pratique par cette administration, au point de vue commercial : c'est du moins le langage que tiennent les essayeurs chefs, dont l'initiative est cependant des plus grandes et toute-puissante. Rien d'étonnant donc que des procédés nouveaux et déjà anciens tels que ceux au zinc, à l'iode, etc., n'aient pas été accueillis dans ces sphères et ne le soient probablement de longtemps; il faudrait déranger le mécanisme des ateliers d'essais, qui en serait quelque peu (*très peu*) modifié. On bouleverserait le service par l'introduction de méthodes nouvelles, sans constituer, peut-être, au point de vue financier, un avantage réel : il ne faut pas oublier que presque toujours la résistance à toute innovation et à tout progrès scientifique des établissements prospères n'est pas que le résultat aveugle d'habitudes routinières; elle est en parfaite harmonie avec les bénéfices de l'établissement, souvent basés d'ailleurs sur des inexactitudes relatives de titres. La science et le progrès ne manqueront pas de culbuter cette routine, quand la modification demandée sera réellement mûre. C'est ce qui est arrivé, non sans grande et longue lutte, pour les essais de la voie sèche, pour le cuivre, à Swansea (Voir Complément de la Métallurgie du cuivre, pages 332 et suivantes) : l'essai par voie sèche a dû enfin céder la place aux essais bien plus exacts et plus courts de la voie humide (au ferrocyanure de potassium de M. H. Parkes, à l'hyposulfite de soude et à l'iodure de potassium de M. Brown, à l'essai électrolytique de Bunsen et de M. Herpin, etc.). Il en est résulté une plus juste estimation des valeurs du minerai de cuivre. Le même résultat est à désirer et à augurer pour les minerais d'argent, qui vont se faire traiter en masse à Swansea, Liverpool, etc., et autres usines d'Angleterre et d'Allemagne.

Cette même résistance routinière s'est ainsi longtemps escrimée, dans les ateliers

d'amalgamation américains, contre les progrès faciles indiqués par la science, qui

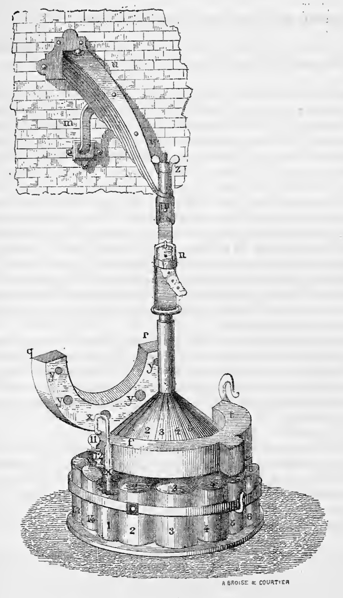


Fig. 41.

encore aujourd'hui ne sont pas fort bien accueillis, mais qui, nous l'espérons, sont prêts à triompher, grâce aux efforts persistants des ingénieurs sortis des Ecoles des mines de New-York et de Mexico.

§ II. ESSAIS DES ALLIAGES D'ARGENT PAR VOIE HUMIDE.

A. Procédé Gay-Lussac au chlorure de sodium.

157. Nous avons indiqué ci-dessus (153) le principe du procédé de Gay-Lussac : nous allons nous occuper maintenant des détails d'exécution.

Lorsqu'on fait plusieurs essais à la fois, ce qui est le cas dans les laboratoires d'usines, les jours de fabrication de lingots, on enlève à chaque lingot d'argent, au moyen d'un vilebrequin spécial, un petit cylindre ou cône d'argent sur toute sa profondeur. Si l'on a des doutes sur l'homogénéité dudit lingot, on prend des essais de ce genre sur plusieurs points ; au besoin, on grenaille le lingot, pour le refondre à nouveau. Le vilebrequin donne l'argent à l'état de copeaux.

158. On en pèse exactement 1 gramme, que l'on place dans un flacon numéroté, avec une quantité d'acide nitrique pur de 7 à 10 grammes ; on laisse se dégager l'acide hypoazotique (vapeurs rutilantes) et on place au bain-marie, pour terminer l'attaque. Les dix ou quatorze essais ainsi préparés dans leurs flacons respectifs sont disposés, à cet effet, dans un appareil représenté figure 41, et qui se compose d'un plateau circulaire en tôle, muni de 10 à 14 cylindres creux, numérotés comme les flacons et rangés en circonférence autour d'un axe vertical. Cet appareil, garni de ses flacons, est placé dans un bain-marie ou d'eau chaude, où l'attaque est achevée à chaud.

On ferme alors les flacons avec leurs bouchons respectifs, également numérotés, et on examine de temps en temps leur contenu pour reconnaître si la dissolution de l'argent est réellement complète et s'il n'y a pas de résidus (or, soufre, etc.).

Les flacons sont retirés tous ensemble du bain-marie, lorsque ce résultat a été atteint, et on leur fournit à tous une quantité donnée de liqueur salée, appelée *liqueur normale*.

159. Voici comment on fabrique cette liqueur. On dissout dans l'eau distillée : 5gr,414 de chlorure de sodium pur : le liquide est amené à faire exactement un litre à la température de 15 degrés. Cette liqueur précipite, à ladite température, 10 grammes d'argent chimiquement pur : 1 décilitre précipitera donc 1 gramme d'argent pur[1].

Si l'argent des lingots était pur, 1 décilitre de la *liqueur normale* amènerait un

1. On peut avec du sel ordinaire préparer cette *liqueur normale*. On dissout 250 à 300 grammes de sel marin dans 2 litres d'eau ordinaire. On filtre, on évapore à sec quelques centimètres cubes de la liqueur filtrée et on pèse le sel qu'elle fournit. On ajoute alors à la liqueur une quantité d'eau inférieure à ce que le calcul indique, en supposant le sel pur (5gr,414 correspondant à 1 litre).

Cette liqueur est alors titrée au moyen de la liqueur normale d'argent, dont il va être question ci-après : on déterminera de cette façon combien de centimètres cubes manquent pour faire 1 litre capable de précipiter 10 grammes d'argent et on corrige la liqueur de manière à l'amener au titre exact.

Avec les variations de température journalières, surtout dans les climats chauds, on est conduit à se servir couramment de liqueurs normales de sel présentant une légère correction, qu'on fait chaque jour, ainsi qu'il vient d'être dit, à l'aide de la liqueur titrée d'argent.

précipité de chlorure d'argent complet et, après l'avoir fait se déposer au fond du flacon, à l'aide d'une forte secousse, il faudrait : 1° qu'en ajoutant 1 millimètre cube de liqueur normale salée, qui correspond à la précipitation d'un milligramme d'argent, il n'y ait plus de trouble; 2° qu'en neutralisant avec un milligramme d'argent ajouté en dissolution, il soit précipité par le millimètre cube de liqueur normale salée préalablement introduit, c'est-à-dire qu'après secousse, ayant rassemblé complètement le précipité, une nouvelle addition d'un milligramme d'argent ne produise pas de trouble. Ceci ayant lieu, le décilitre de liqueur normale employée, et n'ayant besoin d'aucune addition ni d'aucun retranchement, démontrerait que l'argent essayé est bien à 1000 millièmes.

Ce n'est évidemment pas ce qui arrive d'ordinaire ; car, ainsi que nous l'avons dit, l'argent fabriqué dans les usines de désargentation est au-dessous de 997 millièmes en moyenne et souvent beaucoup plus bas.

160. On conduit donc l'essai de la façon suivante. Après avoir distribué à tous les flacons 1 décilitre de liqueur normale, on est sûr d'avoir donné plus de sel qu'il n'en faut pour précipiter les 1000 millièmes d'argent : il s'agit alors de déterminer quelle est la quantité de liqueur salée en excès.

A cet effet, on dispose dans un vase 1 décilitre de liqueur normale qu'on amène à un litre : chaque centimètre cube de cette liqueur, appelée pour cette raison n° 2 ou *liqueur décime salée*, précipitera un milligramme d'argent, puisque 1 litre peut précipiter 1 gramme d'argent.

On dispose de même un second vase, dans lequel on dissout 1 gramme d'argent à 1000 millièmes dans 7 à 10 grammes d'acide nitrique pur et, après l'attaque complète, on étend la dissolution d'eau distillée, de manière à parfaire exactement un litre. Cette liqueur n° 3, qui reçoit le nom de *liqueur décime d'argent*, contient donc 1 milligramme d'argent par centimètre cube.

1 centimètre cube, pris à chacune des deux liqueurs décimes, devra donc donner lieu à une exacte neutralisation réciproque, c'est-à-dire que 1 centimètre cube de la liqueur décime d'argent sera compensé strictement par un centimètre cube de liqueur décime salée et que le chlorure d'argent précipité correspondra à 1 milligramme d'argent ou à 1 millième dans le titre; c'est une vérification mathématique indispensable des deux liqueurs, qu'il faut faire tous les jours[1].

161. Revenons maintenant aux flacons qui tous ont reçu 1 décilitre de liqueur normale, c'est-à-dire ne quantité de sel en excès. Le précipité étant bien rassemblé au fond des flacons, au moyen d'une secousse violente de quelques minutes, — secousse que l'on obtient facile et énergique, en attachant l'appareil avec une courroie en cuir *n*, à un ressort *uz* fixé dans le mur (fig. 41), — on ajoute à chaque flacon 1 centimètre cube de *liqueur décime d'argent*. Le trouble se produisant dans tous, on marque à la craie, avec une raie, tous les cylindres qui ont fourni un précipité, c'est-à-dire 1 milligramme d'argent. On soumet à une nouvelle secousse

1. Lorsque les liqueurs décimes se dérangent par des variations de température, il faut les corriger ; ce sont généralement les liqueurs décimes salées qui s'altèrent le plus, dans les pays chauds il faut toutefois aussi vérifier de temps en temps les liqueurs décimes d'argent.

l'appareil; on verse de nouveau à tous les flacons 1 centimètre cube de *liqueur décime d'argent*. Un nouveau trouble indique la nécessité d'un nouveau milligramme d'argent à déduire du titre de 1000 millièmes. On procède ainsi de suite, jusqu'au moment où il ne se forme plus qu'un léger nuage : ceci indique que l'on est tout près du titre.

162. Supposons le cas d'un flacon ayant exigé, par exemple, 6 centimètres cubes de *liqueur décime d'argent;* que le faible nuage de chlorure d'argent se soit produit au septième centimètre cube ; qu'un huitième centimètre cube n'ait plus produit aucun effet : il est clair que le titre de 1000 millièmes devra être rabaissé de 7 millièmes et mieux de 7 1/2 millièmes. Pour vérifier ce dernier point, aux 8 centimètres cubes de liqueur décime d'argent, on ajoute 1 centimètre cube de liqueur décime salée. D'après l'intensité de ce second nuage, comparée à celle du premier, on verra, avec un peu d'habitude, si c'est l'argent de la liqueur décime ou si c'est le sel qui est en excès, et on donnera au titre une réduction ou une augmentation de 1/2 millième, suivant le cas. Quelques essayeurs déterminent à l'œil même des quarts et des dixièmes de millième, à l'aide de pipettes spéciales graduées, contenant des liqueurs décimes au dix-millième. Nous reviendrons plus loin sur ce point *neutre* (c'est ainsi qu'on l'appelle) des liqueurs s'équilibrant à peu près réciproquement.

163. Après avoir déterminé de la sorte, pour chaque flacon numéroté, le nombre exact de centimètres cubes de liqueur décime d'argent employée, et avoir enregistré, par une raie à la craie sur chaque cylindre du flacon, ce nombre de centimètres, on détermine le titre de chaque essai, en soustrayant de 1000 millièmes autant de millièmes qu'on a noté de centimètres cubes, après tâtonnement fait pour les fractions de millième. Dans le cas cité ci-dessus de 7 divisions et demie employées de la liqueur décime d'argent, le titre serait 1000—7,5=992 millièmes et demi.

164. Pour ne pas arrêter le fil de la description, nous avons laissé de côté plusieurs détails pratiques, sur lesquels nous revenons maintenant.

Pour donner des secousses rapides aux liquides contenus dans les flacons de façon à rassembler le précipité de chlorure d'argent au fond et de clarifier ainsi la liqueur, on boucle le plateau porteur des flacons par sa tige à une courroie soutenue elle-même au moyen d'une vis z, à l'extrémité d'un grand ressort, en bois flexible ou en acier, fixé dans le mur et limité dans son excursion par le taquet m (voir fig. 41). Les diverses parties de l'appareil y sont représentées : le ressort par uv, la vis par z et la boucle de la courroie par n.

Pour éviter les soubresauts du liquide et l'expulsion des bouchons du flacon, l'appareil porte un petit coussin formé de deux parties, qui s'ajustent au moyen des ressorts x; la moitié du coussin ft est figurée en place; l'autre moitié qr est relevée et présente une série d'orifices y, dans lesquels se logent les têtes des bouchons, M. E. Dumas, essayeur à la garantie, a simplifié ce serrage pour l'appareil du Bureau de garantie de Paris.

Dans d'autres laboratoires, on adopte un ressort à boudin fixé au-dessous du

plateau porteur; la figure 42 représente l'appareil vu de côté; *d* est le ressort fixé au mur (il est en bois ou en acier); *cf* est le crochet auquel on suspend la boîte ou bain-marie *A*, contenant les flacons d'essai, dont *fe* est l'axe; *ab* est le ressort à boudin fixé au sol; pour les secouses, le manipulateur saisit l'appareil par l'axe creux *fe*.

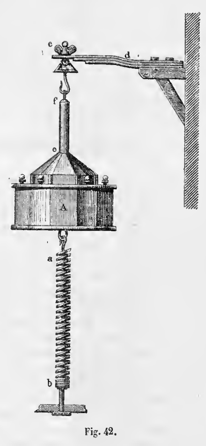


Fig. 42.

On remplace parfois dans l'appareil à secousses, par des courroies de caoutchouc en dessus et en dessous, le ressort à boudin; d'autres modifications ont été apportées depuis en Amérique : on les trouvera indiquées plus loin.

165. Revenons à l'essai. Dans l'explication donnée ci-dessus de l'essai par voie humide de l'argent par le sel marin, nous avons supposé qu'on donne à tous les flacons contenant 1 gramme d'argent brut à essayer, 1 décilitre de liqueur normale de sel, et que l'on revient en arrière, à l'aide de la liqueur décime d'argent, pour déterminer la quantité en excès de sel et par suite le titre.

Il est moins coûteux, et c'est la pratique courante, de ne dépenser de liqueur décime d'argent que strictement le nécessaire pour s'assurer qu'on est à la limite, au point *neutre*, et de dépenser au contraire, pour les tâtonnements, de la liqueur dé-

cime salée. Pour cela, il suffit d'ajouter en liqueur normale un volume inférieur à la quantité nécessaire pour précipiter l'argent, de compléter la précipitation par des additions successives de liqueur décime salée, et de n'employer la liqueur décime d'argent que pour contrôler le résultat. Ainsi, supposons que l'argent, par un essai préliminaire par voie sèche, à la coupelle ou par voie humide ou par les touchaux (voir section 4, § 1), ait été titré, à peu près, à 770 millièmes. On donne aux flacons d'essai une dose de 770 centimètres cubes de liqueur normale, parce qu'il est reconnu que le titre réel dépasse 770 millièmes trouvés par la coupelle. On fait alors des additions successives de liqueur salée décime, en numérotant chaque addition, jusqu'au moment où, le trouble cessant, on sera arrivé à la limite du titre, au point neutre ; on pourra déterminer la fraction de millièmes en revenant en arrière par la liqueur décime d'argent : c'est cette manière d'opérer qui est la plus rapide et la plus usuelle aujourd'hui.

166. La distribution de liqueur salée se fait à l'aide d'une pipette, dite de Gay-Lussac et représentée figure 44.

ik est une bouteille portant une échelle de volumes, contenant la liqueur salée : ce réservoir est assis sur un rond de paille *no* et supporté par une planchette en bois, qui le maintient à la hauteur voulue, pour que le liquide descende par son propre poids dans la pipette *ogd*, lorsqu'on ouvre les trois robinets *h,f,e* : la pipette est soutenue par le cadre en bois *c*, qui la maintient à une hauteur suffisante pour qu'on puisse glisser en dessous de la pointe *p* de la pipette, soit le flacon qui doit recevoir la liqueur salée, soit le petit chariot *ab*, coiffé d'une éponge *v*, et qui peut reculer en arrière ou marcher en avant, sur ses glissières, fixées à la table d'essai *io*. La branche *hg* de la pipette en verre est munie d'un thermomètre à l'intérieur, de façon à pouvoir faire les corrections de température pour la liqueur salée. Voici comment se fait la manœuvre : on place le doigt à la base *p* de la pipette ; on ouvre les trois robinets *h,f,e* et l'on remplit de liqueur l'éprouvette *d* jusqu'au point d'affleurement *z*, qui correspond à un volume donné. En fermant le robinet *f*, et maniant le robinet *e* convenablement, on arrive à affleurer très exactement : le robinet *e* étant fermé, on fait circuler le petit chariot sous la pointe de façon à lui présenter le flacon d'essai, qui doit recevoir la dose de sel, qu'on laisse tomber, en ouvrant le robinet *e* complètement, puis à la sécher parfaitement, en poussant un peu plus avec l'éponge. Lorsqu'on reçoit dans la pipette vide une nouvelle quantité de sel, l'air emprisonné entre le doigt et la bouteille *ik* tend à remonter dans cette bouteille, et, pour l'échappement, on a disposé sur le bouchon un tube *i*, qui permet le dégagement. Nous n'insistons pas sur quelques autres détails moins importants, qu'une pratique de quelques heures fait connaître à l'expérimentateur.

167. La pipette *Gay-Lussac* est aujourd'hui assez généralement remplacée par la pipette *Stas*, essayeur de la Monnaie de Belgique, à Bruxelles, fig. 45.

La pipette Stass, ouverte aux deux extrémités, reçoit le liquide par la partie inférieure, au moyen d'un tube de caoutchouc adapté à l'extrémité du tube vertical, qui amène la liqueur du magasin *ik*, soutenue par la planchette *mo*, à la hauteur voulue au-dessus de la table de travail *ql*. Le tube en caoutchouc *oc* porte un robinet *c*, que l'on ferme, lorsque la pipette *d* est remplie : un godet en cristal *v*,

placé à la partie supérieure, sert de déversoir et reçoit l'excédent de liquide : on

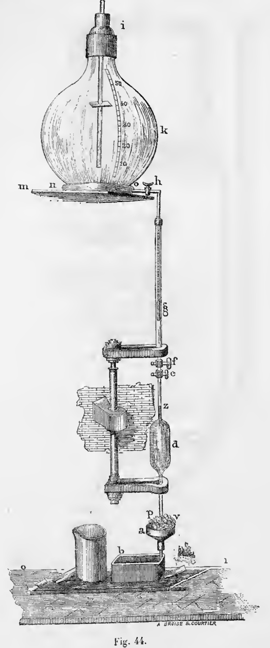


Fig. 44.

est sûr de cette façon qu'on a toujours la pipette exactement jaugée; on retire

alors le caoutchouc pour remplir les flacons d'essai : à l'aide de cette disposition,

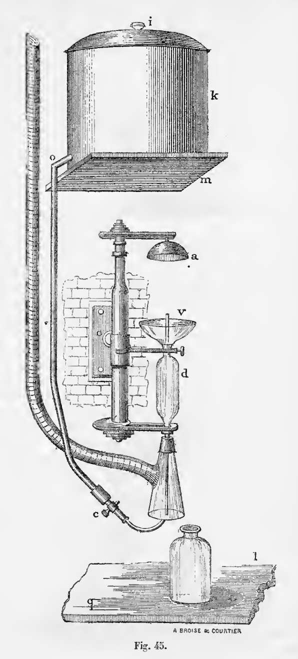


Fig. 45.

il n'est plus besoin de recourir à un affleurement minutieux, qui exige toujours quelques précautions. Pour éviter les éclaboussures d'eau salée qui pourraient avoir

lieu, lorsque le robinet *c* qui donne communication avec le réservoir supérieur est brusquement ouvert, on a suspendu en l'air, dans l'axe de la pipette, une demi-cloche en verre *a*, liée au support *c*, et qui rejette dans la coupe *v* le liquide qui a jailli en excès[1]. M. E. Dumas a simplifié encore l'appareil (Voir *L'Argent et L'Or*, etc. Fabrication monétaire).

Dans ces conditions, avec la pipette Stas, les essais se font rapidement et fort commodément.

168. Au laboratoire de la Pensylvania Land C°, les lingots d'argent sont essayés par l'appareil Gay-Lussac, modifié par M. F. C. Blacke, qui le décrit dans la collection de l'*American Institute* des ingénieurs des mines.

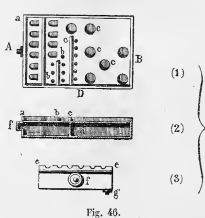


Fig. 46.

Le bain de vapeur (fig. 46) est en tôle de cuivre de $0^m,021$ d'épaisseur, soudé en forte soudure ou bien brasé : il sert non seulement aux essais d'argent, mais aussi à l'inquartation (Voir *Désarg. des plombs*, page 89 et *Complément de la Métallurgie du cuivre*, p. 346; section II), ainsi qu'à toutes autres recherches chimiques et analytiques.

Les flacons d'attaque, au lieu d'être placés verticalement, sont inclinés sur les ouvertures *a;* par le col, ils s'appuient sur les échancrures *e* de la tôle (3) : on évite ainsi les lancements de bouchons et pertes de liquide, faciles avec les flacons maintenus verticalement. Les petits vides *b* sont employés pour les flacons ou matras de l'inquartation : les matras à col long, pour cette dernière opération, sont remplacés par des flacons tenant 57 centimètres cubes (2 onces), qui sont plus commodes pour rassembler l'or. Les trous plus grands, *c*, servent au chauffage des verres à fond plat. Tous les orifices communiquant avec la boîte pleine de vapeur ont leur couvercle mobile et fermant hermétiquement, en fer ou fonte. La vapeur entre par l'orifice latéral *f*, dans la partie inférieure du bain, divisée par une cloison *d* qui sert de paroi de renfort ; l'eau condensée sort par le tuyau A.

1. Nous renvoyons aux excellents articles, que M. H. Debray, membre de l'Institut, essayeur en chef du bureau de la Garantie, a écrits sur ce point dans le *Dictionnaire de chimie* de Wurtz.

169. L'appareil à secousses est représenté fig. 47.

La tige *c*, vissée sur le vase *B*, qui renferme les flacons (au nombre de neuf), passe par la boîte *d*. Une feuille de caoutchouc est installée sous le vase *B* et sur le couvercle *f*; ce dernier assujettit les têtes des flacons, par la pression d'un ressort *ee*,

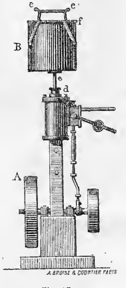


Fig. 47.

qui est également en caoutchouc. A l'aide de la machine Eurich, disposée en contre-bas de la tige et qui communique à cette tige et aux flacons d'essai des saccades multipliées, ceux-ci s'éclaircissent du chlorure d'argent précipité, en moins d'une demi-minute d'agitation.

170. Dans un remarquable rapport de M. Roberts, chimiste de la Monnaie de Londres, dans lequel il rend justice à la belle découverte de Gay-Lussac, nous trouvons les appréciations suivantes, qui nous paraissent utiles à consigner (*First Annual Report of the Deputy master of the mint*, 1870, p. 104) :

« La méthode volumétrique de Gay-Lussac a remplacé la coupellation en 1830 en France, et peu à peu elle a été adoptée par tous les hôtels monétaires européens, *excepté celui de Londres*. Jusqu'à ces dernières années le procédé n'a pas été modifié. Récemment, M. Stas, chef de la Monnaie de Bruxelles, a introduit quelques modifications qui facilitent la manipulation, sans changer le fond (c'est la pipette que nous avons décrite plus haut). M. Stas a en outre substitué l'acide bromhydrique à l'acide chlorhydrique ou au chlorure de sodium comme liqueur de précipitation. Le Dr Van Rienesdijk, essayeur de la Monnaie d'Utrecht, a de son côté imaginé un appareil ingénieux donnant des gouttes égales du précipitant, de sorte qu'on peut estimer la moitié d'un 1/10 de milligramme d'argent ($0^{gr},00005$).

« Mon avis est que, en présence d'une différence fréquente de 3 millièmes dans les titres obtenus par *voie de coupelle* sur les titres de la méthode par *voie humide*

ou volumétrique, celle-ci doit être mise en usage dans l'hôtel monétaire de Londres. » Ceci est un exemple concluant à l'appui des réflexions de l'article 156.

171. Relativement au point *neutre*, dont il a été question plus haut, voici ce que dit le Dr A. Percy : Mulder a démontré que lorsqu'on a fait réagir, dans les plus exactes proportions neutralisantes, du sel et de l'argent, l'addition, après clarification de la liqueur, de l'un ou l'autre des deux réactifs donne toujours lieu a un léger nuage, : ceci indiquerait alors la présence de nitrate d'argent et de chlorure de sodium libres à l'état d'équilibre d'après Mulder qui croit que cette particularité est due à la présence du nitrate de soude, et a constaté que le phénomène varie avec la température et le degré de dilution du liquide.

« En résumé, il conseille, lorsqu'on a obtenu la disparition du nuage par la liqueur décime salée et qu'on rétrograde avec 1 centimètre cube de liqueur décime d'argent, de ne pas user 1 centimètre cube nouveau de liqueur décime salée, mais 1 demi-centimètre seulement : de la sorte on obtiendra le point *neutre*, dit point neutre de Mulder. »

La pratique de s'arrêter, dans l'essai volumétrique, à la disparition complète du nuage par la liqueur décime salée, donne des résultats très suffisants pour les essais d'usines et même pour ceux des hôtels monétaires. Du reste, les essayeurs expérimentés apprécient facilement, à l'intensité relative du nuage du dernier centimètre cube de liqueur décime salée employée, des fractions de millièmes de métal fin.

B. Procédé Volhard, au sulfocyanure.

172. M. Volhard a proposé, en 1874, de remplacer le procédé de Gay-Lussac par un autre qui supprime la machine à secouer les flacons d'attaque et qu'il appelle *Rhodanprobe*.

Il introduit dans la solution d'argent une solution de quelques gouttes de nitrate de fer et il titre avec du sulfocyanure de potassium, qui, comme l'on sait, produit une coloration rouge de sang intense, en présence d'un sel de fer : le sulfocyanure ne donne cette coloration que lorsque tout l'argent est précipité.

MM. G. R. Comings et G. Torrey, essayeurs aux États-Unis, après des expériences comparatives très soigneusement faites entre le procédé au sel marin de Gay-Lussac et celui au sulfocyanure de M. Volhard, concluent que ce dernier n'est exact qu'à $^1/_2$ millième près, tandis que le premier permet d'apprécier facilement $^1/_4$ de millième; de plus, quand la proportion de cuivre dépasse 10 pour 100, la coloration rouge n'est plus assez nette. Quant à la question de rapidité d'essai, si l'on tient compte du temps nécessaire pour faire disparaître complètement les vapeurs rutilantes et introduire le sel ferreux, ces messieurs pensent qu'en réalité les deux procédés sont à peu près égaux sous ce rapport. La méthode Gay-Lussac est donc en somme préférable, d'autant plus qu'à l'aide de l'acide bromhydrique indiqué par M. Stas, on peut essayer au quart de millionième.

C. Procédé Pisani, à l'iodure de potassium.

173. Ce procédé a été modifié par M. Field, essayeur de la Monnaie de Londres, et en dernier lieu par M. Vogel. Voici la description que donne ce dernier de la méthode à l'iodure de potassium, perfectionnée par lui. On ajoute à la dissolution

d'argent: 1° de l'acide nitrique contenant de l'acide nitreux ; 2° de l'iodure de potassium ; 3° de l'amidon.

L'iodure d'argent est précipité et l'iodure d'amidon colore la liqueur en bleu, aussitôt que les dernières traces d'argent ont disparu à l'état d'iodure : ni le cuivre, ni d'autres métaux, ni les matières organiques ne décomposent l'iodure d'amidon ; le mercure, le protoxyde d'étain et l'acide arsénieux font seuls exception.

La figure 48 représente l'appareil qui contient la solution titrée d'iodure de potassium et dont chaque centimètre cube précipite 1 centigramme d'argent de la solution d'argent. On prépare cette liqueur titrée, en dissolvant 10 grammes d'iodure de potassium du commerce dans 1023,40 centimètres cubes d'eau distillée : dans ces proportions chaque centimètre cube précipite 1 centigramme de métal fin. D'un autre côté, on prépare de l'acide nitrique, renfermant de l'acide nitreux, en dissolvant dans 1000 grammes d'acide nitrique pur (de 1,20 de densité), 1 gramme de sulfate de protoxyde de fer pur ; la liqueur ainsi constituée se conserve bien, en y introduisant de temps en temps quelques cristaux du sel de fer.

Enfin on prépare une solution d'amidon, en en dissolvant 10 grammes dans 1500 grammes ou 1 litre d'eau chaude, laissant reposer et décantant ; on termine, en ajoutant 200 grammes de nitrate de potasse pur : cette solution se maintient stable pendant un à deux mois dans les pays tempérés. Pour faire l'essai, on ajoute à 1 centimètre cube de la dissolution argentique 1 centimètre cube de l'acide nitrique préparé comme il a été dit, 10 à 12 gouttes de la dissolution d'amidon et on laisse tomber du tube gradué le nombre de centimètres cubes d'iodure de potassium nécessaires pour obtenir, après chaque agitation de la liqueur, une franche coloration bleue. Le nombre de centimètres cubes ainsi employé donnera le nombre de centigrammes d'argent contenus dans la dissolution soumise à l'essai.

D. Essais par le chlorure d'argent sec.

174. Dans les pays chauds, où la liqueur décime salée subit facilement de grandes altérations de teneur, on se sert souvent, pour doser l'argent, dans les alliages, de la méthode suivante ; elle est presque exclusivement employée aux Indes et au Chili.

On pèse 1 gramme de la matière, qu'on attaque par l'acide nitrique. On filtre et on précipite l'argent dissous par le sel marin. Le chlorure d'argent, soigneusement lavé, est renversé du matras rempli d'eau dans un creuset, qui reçoit la totalité du précipité entraîné par l'eau ; celle qui remplit le creuset est décantée, le plus complètement possible, et la dessiccation du chlorure se fait, d'abord au bain-marie, puis à 160° de température dans un séchoir. Le chlorure d'argent est pesé à plusieurs reprises, jusqu'à ce que son poids demeure constant : 1 gramme de chlorure correspond à 0gr,752 d'argent métallique.

Dans d'autres laboratoires, le chlorure d'argent lavé et filtré est redissous dans l'ammoniaque, afin de bien le séparer du plomb ou du mercure qu'il pourrait retenir. Il est ensuite précipité de l'ammoniaque, à l'aide de l'acide chlorhydrique versé goutte à goutte, jusqu'à ce que la liqueur soit suffisamment acide, et traité par le zinc, qui précipite l'argent à l'état métallique. Il est séché et coupellé finalement avec 6 à 7 fois son poids de plomb.

E. Autres méthodes d'essais.

175. On a également préconisé un procédé d'essai appelé *hydrostatique*, de M. Ka-

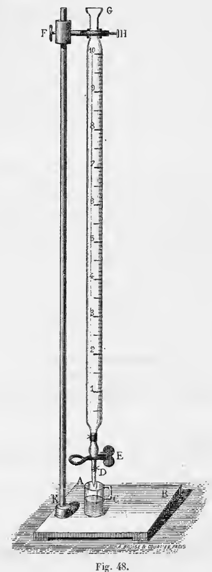


Fig. 48.

FK, tige cylindrique servant de support, en bois ou en fer.
FH, Anneau garni de caoutchouc pouvant glisser sur la tige FK et maintenant le haut du tube gradué GD.
G, Entonnoir.
D, Pointe en verre attachée par un tube de caoutchouc à la pointe inférieure de la pipette.
E, Pince placée sur le tube en caoutchouc, qu'on dégage en pressant les deux boutons qui la terminent, pour laisser passer la liqueur titrée.
AB, Planchette à laquelle est fixé le pied de l'appareil.
C, Vase où l'on reçoit la liqueur titrée dans la dissolution argentique a titrer.

march, surtout pour les monnaies; il consiste à déterminer la teneur en argent, d'après la densité D de l'alliage; le titre en millièmes est donné par la formule $\frac{D - 8,833}{0,0016474}$; l'emploi de cette formule conduit à des résultats exagérés pour des alliages simplement fondus, peu martelés ou peu laminés et de haute teneur en argent.

176. Lorsque les alliages ou lingots sont à bas titre et que le vilebrequin, en perçant un point donné du lingot, indique par la nature des copeaux un manque d'homogénéité dans la masse, il est de rigueur de faire ce qui a été dit (157) : une refonte au creuset, sous une couche de charbon, et de grenailler dans l'eau, après avoir fait au préalable un bon brassage dans le creuset, avec une baguette en terre réfractaire; on appelle l'essai fait de cette manière : *Essai à la goutte.*

Nous indiquerons plus loin comment il faut opérer lorsque pour les alliages d'argent on veut titrer d'autres métaux, comme par exemple, l'or, le zinc, le cuivre : les alliages monétaires actuels (composés de 835 d'argent, 93 de cuivre et 72 de zinc), ou bien encore les alliages qui forment la soudure de bijoutier, pour argent ou pour or par exemple, sont dans ce cas. La première de ces soudures contient généralement : 66,66 pour 100 d'argent, 10 de zinc et 23,33 de cuivre pour 100; la seconde : 66,66 pour 100 d'argent et 16,66 pour 100 de cuivre. (Voir 5e Section.

TROISIÈME SECTION.

ESSAIS DES MINERAIS ET ALLIAGES D'ARGENT PAR VOIE MIXTE

177. Nous appelons essais par *voie mixte* ceux qui exigent à la fois la voie humide et la voie sèche. Nous diviserons cette étude en deux paragraphes :

§ 1. *Essais des* **minerais** *par le mercure.*
§ 2. *Essais des* **alliages** *d'argent par le mercure.*

§ I. ESSAIS DES MINERAIS D'ARGENT PAR LE MERCURE.

A. *Essais de laboratoire.*

178. Les minerais sont préalablement broyés fin et grillés au four à moufle, avec précaution et à basse température ; on les mélange intimement, après refroidissement et enlèvement hors du têt, à 0,50 pour 100 de sel marin, 0,50 pour 100 de sul-

fate de cuivre; on forme avec le tout une pâte, en humectant la masse de quelques gouttes d'acide chlorhydrique étendu.

Le magma est introduit, avec quelques morceaux de ferraille ou de tôle ou avec des clous bien décapés, dans un petit baril en bois, fermant hermétiquement et contenant en mercure pur 30 fois le poids de la matière à essayer. Le baril est mis en mouvement de rotation, à l'aide d'un axe qui, traversant tout l'appareil, repose sur deux coussinets et est terminé par une manivelle : le mouvement doit être lent (30 tours par minute est un maximum) et durer 2 heures environ. L'opération terminée, le baril est vidé dans une capsule au-dessous d'un tamis qui arrête au passage la ferraille et laisse passer tout le mercure qui a dû dissoudre l'argent, réduit à l'état métallique sous l'action triple du sel, du sulfate de cuivre et du fer métallique. Le mercure liquide est lavé de la gangue, puis filtré dans une peau de chamois, et la partie pâteuse semi-solide d'amalgame qui reste dans le sac est distillée dans une cornue ou dans l'appareil de sublimation décrit ci-après. Cet essai n'est qu'approximatif et ne donne qu'un rendement toujours inférieur à la coupelle; mais il a l'avantage de permettre de formuler un jugement sur le traitement en grand appliqué à la matière par voie d'amalgamation : pour les minerais pyriteux, antimonieux, arsénieux, etc., il est indispensable pour décider de la réussite en grand de l'amalgamation.

Souvent, au lieu de distiller l'amalgame, on le place dans un verre de montre, pour en faire le poids net et on l'introduit ensuite dans une coupelle, qu'on chauffe à très basse température dans le moufle. Lorsque les fumées mercurielles ont disparu (après 1/2 heure environ de calcination), on ajoute du plomb en poudre (environ 6 à 7 fois le poids de l'amalgame à essayer) et on coupelle comme à l'ordinaire.

L'essai industriel qui a plutôt pour but de juger les progrès du travail métallurgique de l'amalgamation dans ses diverses phases et périodes sur de grandes quantités de matières, diffère du précédent. Nous allons dans le paragraphe suivant insister sur cette méthode généralisée dans toutes les usines en Amérique et exécutée par les chefs du travail eux-mêmes (*maestros azogueros, capataces azogueros, ensayadores, tentadureros, quimicos*, etc.).

B. *Essais industriels des usines d'amalgamation.*

179. L'essai des masses de minerai en voie d'amalgamation se fait en Amérique par des procédés quelque peu primitifs, mais qui ont le grand avantage de renseigner le directeur d'une façon très nette sur le travail, lorsqu'il a l'expérience pratique de ce genre d'essai et du traitement local de l'amalgamation. Nous allons entrer à cet égard dans quelques détails qui, tout en indiquant la manière d'opérer, faciliteront considérablement l'intelligence des diverses variantes de l'amalgation américaine, que nous devrons étudierons plus loin. La distilation est presque toujours supprimée.

Disons d'abord que pour les minerais contenant l'argent à divers états (chlorure, bromure, sulfure, iodure, etc.), il est nécessaire, pour une amalgamation convenable, de l'amener à l'état natif, et de le réduire par conséquent à cet état par des réactifs *ad hoc*. Ces réactifs reçoivent le nom générique de *magistral;* c'est un magma

qui agit incorporé au minerai par son sulfate acide de cuivre ; on lui associe fréquemment du sel marin : d'autres substances quelquefois remplacent le magistral.

L'incorporation de ce réactif se fait par voie de trituration, soit par des meules, soit par le piétinement de chevaux, ânes et mulets, sur la masse accumulée sur une aire plane : ce dernier mode de trituration est, on le voit, emprunté au battage des grains à la mode espagnole, opération qui, comme on le sait, se fait en jetant sur le sol damé ou pavé une certaine épaisseur de gerbes de blé, avoine, etc., sur lesquelles on fait trotter vivement en rond des mules libres ou attelées à des traîneaux. On appelle *repaso* ce piétinement, qui a la durée d'un certain nombre d'heures réglées. La masse de minerai accumulée sur le sol s'appelle tourte, en espagnol *torta*, quand elle a reçu du magistral et du mercure. Ceci est l'amalgamation américaine à froid. On la pratique également à chaud dans des chaudières avec agitateurs.

Nous distinguerons donc : 1° les essais industriels de l'amalgamation à froid, et 2° ceux de l'amalgamation à chaud.

180. I. **Essais de l'amalgamation à froid** (*Prueba en crudo. — Tentadura*). — Les essais sont faits de la manière suivante : on prend, en différents points du tas ou torta, environ 250 grammes de matières, avec les précautions nécessaires pour que cette prise d'essai représente approximativement le tas tout entier ; la matière est mise dans une sébile en faïence, en corne, en bois, en terre rouge ou noire, sans vernis, etc., qu'on désigne sous des noms divers, suivant les localités : *chua, jicara, pureña*. C'est une écuelle en terre noire de 1,5 centimètres de profondeur et 11 centimètres de diamètre. La prise d'essai est délayée dans l'eau, et lavée de manière à faire sortir, par un balancement conique au ras de l'eau du baquet, toutes les matières fines et légères : au fond du vase restent le mercure, l'amalgame déjà formé et les grains les plus lourds des minerais. On ne laisse alors qu'une petite quantité d'eau dans la sébile, et on l'incline doucement ; par ce mouvement, on parvient à séparer assez nettement le mercure liquide, l'amalgame en grains fins, le mercure altéré et les grains de minerais. L'aspect des parties métalliques, et principalement les modifications qu'elles présentent de jour en jour, permettent de suivre les progrès de l'amalgamation dans la tourte ou tas.

L'essai fait, immédiatement après l'incorporation du mercure, donne seulement : un globule de mercure liquide, quelques grains de mercure divisé et les schlichs ; on ne distingue alors l'amalgame que lorsqu'on traite des minerais très riches et contenant de l'argent natif. Dès le second jour, la couleur du mercure liquide commence à changer et à devenir un peu grise ; l'essai donne un peu d'amalgame, dont on peut extraire du mercure coulant par la seule compression du pouce. Quand l'opération marche bien, le globule de mercure devient de jour en jour plus petit et sa surface est plus grise ; en outre la proportion de l'amalgame augmente, la compression du pouce fait couler moins de mercure, et laisse davantage d'amalgame solide. Tant que les essais journaliers donnent ces résultats, on n'a rien à mettre dans le tas en amalgamation ; il suffit de faire marcher de temps en temps les mules c'est-à-dire donner un *repaso* à la *torta* ou tourte, pendant une heure

ou deux. Si les caractères restent stationnaires ou se modifient lentement, c'est un signe que dans le tas les réactions ne se font pas convenablement : on dit alors que la *tourte a froid*. On la *réchauffe*, c'est-à-dire on donne de l'activité aux réactions, par un *repaso* ou piétinement des mules plus ou moins prolongé ou par l'addition de *magistral*, suivie d'un *repaso*. Le magistral varie d'une usine à l'autre, comme composition; mais c'est, comme on le verra ci-après, le réactif chimique qui, introduit dans la masse du minerai avant le mercure, doit rendre les minerais d'argent propres à fournir l'argent métallique en dissolution dans ce métal. La base du magistral ou réactif est, nous l'avons dit, le sulfate de cuivre acide, obtenu par le grillage de pyrites ferrugineuses, cuivreuses et souvent le sel marin.

Quand, au contraire, on remarque, en faisant l'essai, que le globule de mercure diminue rapidement, sans que la proportion d'amalgame augmente, quand on aperçoit sur la prise d'essai une poussière grise, on reconnaît que les réactions sont trop vives, que le mercure est chloruré dans la tourte, que par suite le dissolvant est dépensé inutilement : alors on dit que la *tourte a chaud;* il faut la refroidir, en ajoutant de la chaux, des cendres ou des métaux très divisés (cuivre de cément, etc.), et en disséminant ces nouveaux réactifs dans toute la masse par un *repaso* prolongé.

Quand le mercure de la prise d'essai a fini par disparaître et par être remplacé par les grains d'amalgame, on reconnaît la nécessité d'une nouvelle incorporation de mercure, et on répand sur le tas les $^3/_8$ de la quantité d'abord employée; on donne un nouveau *repaso*, puis on continue l'opération et les essais journaliers. Il faut ordinairement ajouter une troisième fois du mercure, mais alors on n'en met que $^1/_8$ du poids primitif; rarement on a besoin d'une quatrième incorporation, qui est faite avec moins de métal encore que la troisième. On doit arriver autant que possible à n'employer que la quantité de mercure strictement nécessaire pour réunir tout l'argent, et pour cela on est parfaitement guidé par les essais. On reconnaît la fin de l'opération à ce que l'amalgame reste dans la sébile d'essai constant de volume et d'aspect, à ce qu'il laisse échapper sous la pression du pouce un peu de mercure liquide, dont la proportion semble ne pas varier pendant plusieurs jours consécutifs. On dit alors que : *la torta ha rendido* (le tas *a rendu*), c'est-à-dire que le mercure s'est combiné avec la totalité de l'argent que les réactifs employés ont pu amener à l'état métallique.

Ces indications seront plus claires, lorsque nous nous rendrons compte des réactions chimiques qui se produisent dans le travail métallurgique et que le lecteur aura pris connaissance du petit *Dictionnaire* § 2, chapitre I. Deuxième Partie.

181. II. **Essais de l'amalgamation à chaud** (*Prueba en caliente*). — On exécute des essais de temps en temps sur les produits de la *chaudière à fond de cuivre* (*cazo fondon, pan*), dans laquelle on exécute l'opération d'amalgamation à chaud, afin d'en suivre les progrès.

Avec une cuiller de bois ou de corne, on recueille une petite quantité de matières du fond de la chaudière, et on lave la prise d'essai sur une sébile en bois ou en poterie. Après avoir enlevé par l'eau les parties non métalliques, on examine le mercure et l'amalgame restés à peu près seuls sur la sébile; dans les essais successifs, faits sur des quantités à peu près constantes de matières, on voit dimi-

nuer rapidement la proportion de mercure libre, tandis que celle de l'amalgame solide augmente d'une manière correspondante.

Quand les essais n'accusent plus la présence du mercure libre, on ajoute une nouvelle quantité de ce métal dans la chaudière, et on continue le travail. L'opération est terminée, quand une dernière addition de mercure donne, dans les essais successifs, un amalgame dont la consistance ne semble plus augmenter; à ce caractère, que des essayeurs très habiles peuvent seuls distinguer avec certitude, on reconnaît que les minerais ne cèdent plus d'argent au mercure. En résumé, comme on le voit, l'essai à chaud est fort analogue au précédent.

Nous renvoyons pour les détails techniques et locaux au petit *Dictionnaire* indiqué ci-dessus.

§ II. ESSAIS DES ALLIAGES D'ARGENT PAR LE MERCURE.

182. On grenaille l'alliage contenant de l'argent en grains aussi fins que possible, ou bien on le réduit en copeaux minces ou limaille.

On introduit la prise d'essai dans un petit appareil en bois, baril ou tonneau, analogue à celui que nous avons indiqué ci-dessus, ressemblant beaucoup aux grilloirs à café, et mobiles autour d'un axe de rotation mû par une manivelle. La charge en mercure se compose de 15 à 16 fois le poids de l'alliage, avec addition d'eau, légèrement acidulée par de l'acide nitrique ou chlorhydrique et quelques billes de fer ou plaquettes de tôle; puis on fait tourner jusqu'à ce que la matière soit bien amalgamée, en suivant ce qui a été dit (178). On coule le tout dans une caisse en fer, en ne laissant sortir du tonneau que la partie métallique fluide, qui consiste en mercure retenant l'argent (et l'or); les métaux fins sont entrés en dissolution, en totalité, si l'opération a été poussée assez longtemps. La masse lavée de la gangue, est filtrée dans un filtre en coutil ou peau de chamois, au-dessus d'une table de marbre ou garnie de cuir, sur laquelle on recueille le mercure en excès; le filtre retient à son intérieur l'amalgame solide d'argent, allié fréquemment à d'autres métaux, tels que le plomb, le zinc, le cuivre, qui accompagnent fréquemment l'argent et l'or.

Par distillation, le mercure est séparé et les métaux, fixes à la température de sublimation, restent. Les appareils de distillation sont les mêmes que ceux indiqués (178) et sur lesquels nous allons insister.

Dans la désargentation des plombs argentifères par le zinc métallique, l'argent allié au zinc et au plomb, lorsqu'il est traité par amalgamation, exige une sublimation : de là est né la méthode suivante qui permet de doser le mercure exactement dans les divers produits qu'on obtient est indispensable.

Les essais pour mercure par voie sèche et par voie humide ne sont pas moins indispensables, croyons-nous, dans les usines d'amalgamation de minerais d'argent, où l'on se contente malheureusement souvent d'une appréciation à l'œil, insuffisante presque toujours. Nous indiquons ici les diverses méthodes employées pour doser les amalgames complexes contenant mercure, argent, or, plomb, zinc, etc.

183. 1° **Essais pour mercure par voie sèche.** — Les essais pour mercure des matières amalgamées se font d'une façon très simple, à l'aide d'une cornue en verre, terre ou de la bouteille en fer même où le mercure est transporté. Nous

avons trouvé pour des essais sur de petites quantités de matières, très commode l'usage d'un petit creuset en fer (fig. 49), muni d'un dôme et d'une rallonge également en fer.

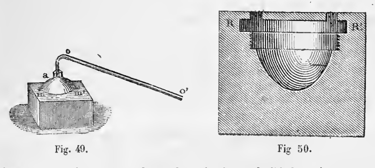


Fig. 49. Fig 50.

Ce creuset consiste en un cube ou dé en fer forgé, de 5 à 6 centimètres environ de côté, creusé à son centre d'une demi-sphère, qui peut recevoir de 20 à 25 grammes de matière à essayer; il est en outre fouillé en creux, à la partie supérieure et sur

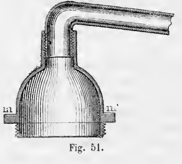


Fig. 51.

tout son pourtour, sous la forme d'une rainure RR', de section rectangulaire, à gorge légèrement décroissante.

Les figures 49, 50 et 51 représentent la petite cornue en fer, dans son ensemble,

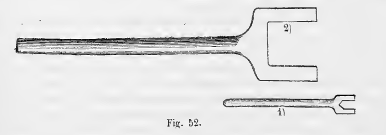


Fig. 52.

et en coupes; d'une part le creuset (fig. 50) et d'autre part le chapeau (fig. 51). Enfin les deux clefs pour ouvrir et fermer le chapeau (fig. 52) : 1) est la petite clef pour dévisser, en l'appliquant sur la base *a* hexagonale du chapeau du creuset, lequel est maintenu pendant ce temps, par l'étau ou grande clef 2), qui l'empêche de tourner, une fois que le cube est saisi par elle.

Lorsque la matière à essayer a été introduite, le dôme avec sa rallonge s'ajuste de manière à faire pénétrer dans la rainure deux boutons m, m', symétriquement opposés et venus à la base du dôme : par le serrage, à l'aide de la clef 1), ces boutons forment coin sur la rainure et produisent une fermeture hermétique : au milieu d'un fourneau, même à haute température, ce serrage à double bayonnette résiste longtemps. On peut se servir du fourneau de coupelle pour ces essais, en introduisant le dé, par la porte supérieure, sur la charge même de charbon ou coke; on recueille le mercure distillé, qui s'écoule par la rallonge en fer, oo', dans un verre rempli d'eau, placé dans le voisinage. A la fin de l'essai, le culot de plomb, cuivre, argent ou zinc, refroidi et séparé par sublimation du mercure, est essayé pour vérifier ou la pureté du métal fixe ou sa teneur en argent.

184. 2° **Essais de mercure par voie humide.**

A. Quand on dose l'argent par le procédé Gay-Lussac, en ignorant, bien entendu que le mercure est présent, il arrive, que lorsqu'on opère comme à l'ordinaire avec la liqueur décime salée, si le mercure n'arrive pas à 5 millièmes, on n'aperçoit aucun changement dans le nuage; cependant de l'argent mercuriel à 995 millièmes donnerait un titre de 1000 millièmes, c'est-à-dire avec une surcharge provenant du mercure, si l'on n'était pas prévenu de la présence de ce dernier métal. Quand la surchage arrive à 5 millièmes de mercure, l'éclaircie de la liqueur ne se fait plus bien et précisément par cette circonstance, on devine et constate alors sa présence.

Soit qu'on soupçonne de l'argent mercuriel, soit que l'éclaircie manquée l'accuse, on opère comme suit, pour doser exactement l'argent. On fait un essai comme si le mercure n'existait pas; on filtre le chlorure obtenu; on le dissout dans l'ammoniaque caustique et on sature ensuite par l'acide acétique : le mercure reste en dissolution, lorsqu'on titre de nouveau pour argent; la différence des deux titres indique la proportion de mercure de l'essai.

D'après M. Levol, si l'on sait d'avance que l'essai contient du mercure, on peut faire un essai unique, en saturant la dissolution nitrique d'argent par 25 centimètres cubes d'acide acétique ordinaire (exempt d'acide chlorhydrique ou de chlorure). On dose alors par les liqueurs décimes salée et d'argent, comme à l'ordinaire : on ne dose ainsi que l'argent.

Gay-Lussac recommandait de saturer la dissolution nitrique d'argent par l'acétate de soude.

Le chlorure précipité noircit à la lumière, malgré la présence du mercure, ce qui n'a pas lieu si le réactif n'est pas introduit; le trouble persistant et la permanence de la couleur blanche du chlorure précipité ont précisément mis Gay-Lussac sur la voie de l'imperfection de sa méthode, lorsqu'il y avait présence de mercure. MM. Debray et Dumas, essayeurs des Bureaux de la garantie de Paris, croient qu'il est préférable d'expulser d'abord le mercure de l'argent, avant l'essai, en le plaçant dans une coupelle d'os, au four à moufle pendant 15 minutes.

Les renseignements que nous donnons sont dus surtout à M. H. Debray. (*Comptes rendus de l'Acad. des sciences*, 1870, p. 849.)

185. B. Nous venons de déterminer les moyens de doser le mercure et l'argent,

chacun séparément, lorsque ces deux métaux sont amalgamés. Pour doser le mercure en présence du plomb, du zinc et de l'argent (alliage ternaire), du fer, de l'antimoine, du cuivre, du platine, du palladium, de l'or, etc., il faudra calciner l'alliage : la perte de poids donnera le poids du mercure volatilisé, s'il n'y a pas d'autres métaux volatils en jeu.

Les dernières traces de mercure s'éliminent très difficilement : le zinc surtout le retient assez énergiquement.

Lorsqu'il y a plusieurs métaux volatils présents, on opère dans un tube en verre de Bohême pour analyse organique, dans lequel on introduit la matière à analyser, avec un excès de chaux ou de cuivre métallique, en ayant soin de placer au bout du tube un peu de bicarbonate de soude, afin de pouvoir balayer par l'acide carbonique les vapeurs qui pourraient rester dans l'appareil, l'essai fini.

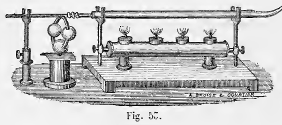


Fig. 53.

La figure 53 donne une représentation de l'appareil. Si l'installation du gaz n'existe point, on se sert du gril à charbon ou de la lampe de Bobierre (qui fonctionne à l'alcool).

Les vapeurs de mercure sublimé sont reçues et condensées dans un tube à boules, contenant une petite quantité d'eau et pesé d'avance. Lorsque l'opération est terminée, on détermine la quantité de mercure obtenu, en pesant de nouveau le tube : la différence de poids donne le mercure, qui d'ailleurs étant recueilli peut se peser directement.

186. Nous indiquons encore la méthode suivante :

On exécute l'analyse spéciale à faire pour les autres substances, sans se préoccuper du mercure, à moins que ce dernier soit en excès. Soit qu'on se serve de l'acide sulfhydrique ou de l'ammoniaque et en général des alcalis dans cette analyse, les précipités de sulfures et d'oxydes contiendront du mercure mélangé; car les sels mercuriels sont précipités par ces réactifs. On peut, dès l'origine de l'analyse, précipiter le mercure à l'état métallique, en introduisant dans la liqueur une baguette de cuivre métallique, qui se couvrira d'une couche grise, devenant brillante par frottement. Mais s'il y a du cuivre à doser dans la liqueur, ce procédé ne peut être employé. On peut alors isoler les précipités contenant du mercure (sulfures ou oxydes), en les redissolvant dans l'acide nitrique et les traitant par l'acide chlorhydrique ou un chlorure, qui donne un précipité blanc de chlorure mercureux, si le mercure se trouve à l'état de sel mercureux.

Il est préférable de précipiter la liqueur par le zinc métallique : si les précipités de plomb spongieux ou de cuivre de cément sont entachés de mercure, la scorification ou la fonte au creuset volatiliseront le mercure précipité, qui sera représenté

par la perte de poids du précipité avant la fonte : en général tout précipité contenant du mercure à l'état métallique ou autre, pourvu que ce dernier ne soit pas à l'état d'oxyde, perdra le mercure qu'il peut contenir, par une simple calcination suffisamment prolongée.

QUATRIÈME SECTION.

ESSAIS DE DIVERSES NATURES.

187. Nous réunissons dans ce paragraphe les modes d'essais pratiques suivants sur lesquels nous n'insisterons que légèrement :

§ 1. *Essais par les touchaux.*
§ 2. *Essais par le chalumeau.*
§ 3. *Essais par le bec Bunsen.*

§ I. TOUCHAUX.

188. L'essai aux touchaux sert surtout pour les matières d'or et d'argent : il n'est qu'approximatif. Avec de la pratique, on peut déterminer cependant le titre d'un alliage d'argent et d'or à moins d'un centième près. Cet essai exige l'emploi : 1° de la pierre de touche, 2° des touchaux, 3° de l'acide pour touchaux.

L'acide, pour les touchaux, se compose pour l'or de :
98 p. acide azotique de 1,340 densité (37° Baumé);
2 p. acide chlorhydrique de 1,173 densité (21° Baumé) ;
25 p. d'eau;
ou bien de :
123 p. acide azotique (31° Baumé) ;
2 p. acide chlorhydrique (21° Baumé).

Pour l'argent, l'acide est de l'acide chlorhydrique contenant 90 pour 100 d'eau ou de l'acide acétique à 7°B.

On fait sur la pierre de touche 3 ou 4 touches, afin de décaper l'objet avant de prendre la touche définitive; puis on compare cette dernière avec des touches faites par des touchaux dont les titres sont connus (583, 625, 667, 708 et 750 *millièmes*).

On mouille ces diverses touches ou traces avec une baguette de verre trempée dans l'acide et on examine l'effet produit.

La trace disparaît en laissant une trace verte, si elle a été faite avec du cuivre; elle résiste, si le bijou est au titre de 750 millièmes ou au-dessus; dans ce cas, un linge fin passé légèrement sur la pierre n'enlève pas la trace ; mais avec l'eau régale, ou avec l'acide chlorhydrique étendu d'eau, il se forme un précipité caillebotté de chlorure d'argent qui noircit rapidement à la lumière s'il y a de l'argent outre le cuivre.

La teinte verte plus ou moins foncée que prend l'acide, ainsi que l'épaisseur de la couleur de la touche ou trace d'or qui reste sur la pierre, permettent de déterminer le titre d'une manière approximative ; sauf le cas des alliages d'or, les touchaux sont peu employés pour l'argent.

189. On a longtemps considéré la *pierre de touche* comme une roche particulière, douée de propriétés spéciales, et l'on pouvait s'étonner de la diversité des caractères que les minéralogistes lui attribuaient. Des recherches faites par M. E. Dumas, fils du grand chimiste que la science vient de perdre, essayeur au bureau de la garantie, et basées sur une observation de Vauquelin, ont permis de reconnaître qu'il n'y a pas de minéral auquel on puisse exclusivement donner le nom de *pierre de touche*. Toute roche de couleur foncée, d'une certaine dureté, inattaquable aux acides et capable de recevoir un poli grenu, analogue à celui du verre dépoli, peut être employée pour les essais au touchau. La plus commode de ces pierres est un bois fossile ou plutôt injecté de silice et présentant une certaine texture fibreuse, qui lui permet de conserver, malgré le frottement, un grain légèrement rugueux. Cette espèce de pierre de touche est assez rare : aussi est-on souvent obligé de se servir de fragments de basalte, de silex, etc., que l'on graine alors au moyen d'émeri en poudre sur un marbre en fonte. Le verre dépoli, le biscuit de porcelaine, l'émeri aggloméré, peuvent aussi être utilisés pour l'essai au touchau ; mais les pierres naturelles et surtout le bois fossilisé donnent des traces plus nettes et sont préférables.

Les expériences de Vauquelin sur la pierre de touche peuvent se résumer ainsi :

De nombreuses pierres de touche, soumises au chalumeau, au dard oxydant, donnent des scories spongieuses, d'un blanc grisâtre, infusibles et assez dures pour rayer le verre : c'est de la silice pure, qui provient des pierres offrant une certaine sécurité à l'analyse au touchau : toutes les substances, nombreuses du reste (schistes quartzeux durs, phyllades vertes, agates obscures, quartzites rugueuses plus ou moins colorées en vert, etc.), — qui ont été essayées et sont en usage comme pierre de touche, contiennent en général une matière carbonacée ; cette matière, pour les pierres réputées les meilleures, est du bois fossile, conservant encore du charbon au milieu de la silice dont il a été injecté et dans l'une d'elles, on a parfaitement reconnu un résidu de plante dycotylédone (voisine du Rosthornia de Unger).

La composition chimique des meilleures pierres de touche, qui avaient servi pendant de longues années au Bureau d'essai de la garantie, est la suivante, d'après Vauquelin :

	N° 1	N° 2
Silice (SiO^3)	83	69
Alumine (Al^2O^3)	2	2
Carbone (C)	1	traces
Eau (HO)	2,50	»
Soufre (S)	2,70	3,80
Fer (Fe)	0,60	traces
Chaux (CaO)	1,70	17
Perte	4,50	3,20

Ces pierres dégageaient toutes une sensible odeur d'hydrogène sulfuré, lorsqu'elles étaient attaquées par l'acide chlorhydrique. L'analyse n° 1, qui indique la présence de 1 pour 100 de carbone, a donné lieu à une décoloration de la matière et à un dégagement d'acide carbonique, lorsque le résidu noir carbonacé a été soumis au rouge au chlorate de potasse.

L'analyse de MM. Mermet et de la Chanal de la pierre de touche, dans laquelle le bois fossile a été trouvé, a donné les résultats suivants :

Silice (SiO^3)		84,40
Alumine (Al^2O^3)		5,25
Oxyde de fer (FeO)		1,15
Chaux (CaO)		0,43
Magnésie (MgO)		0,13
Potasse (KO)		0,69
Soude (NaO)		1,70
Lithine (LiO)		traces
Acide phosphorique (PhO^5)		0,05
Soufre (S)		0,60
Eau (HO)		0,70
Matières organiques	Azote (Az) 0,19 Hydrogène (H) 0,09 Carbone (C) 4,37	4,65
Perte		0,25

(Voir la note publiée dans le *Bulletin de l'Association amicale des élèves de l'École des Mines*, par M. E. Dumas, n° 2, 1872.)

§ II. CHALUMEAU.

190. Nous renvoyons le lecteur au § III, 2e section. Chap. I de la *Désargentation des plombs*, où cette matière est traitée avec détails.

(Articles 149 à 162.)

§ III. BEC BUNSEN.

191. Nous renvoyons le lecteur également au même ouvrage.

(Articles 163 à 177.)

CINQUIÈME SECTION.

ANALYSES DES MINERAIS ET DES ALLIAGES D'ARGENT.

192. Lorsqu'il s'agit de déterminer dans les minerais et les alliages d'argent la composition totale des éléments qui les composent, la question chimique devient plus délicate et plus complexe.

Nous renvoyons le lecteur au chap. Ier, 2e section, § 2, de la *Désargentation des plombs* pour les questions suivantes, qui y sont traitées avec quelques détails, savoir :

1° Analyse des Alliages d'argent (art. 113 à 117).

2° Analyse des Alliages complexes :

A. Alliages courants (Pb,Zn,Ag,Fe,Sb,As,Cu) (art. 119 à 130).

B. Alliages rares (Pb,Zn,Ag,Au,Pt,Pd,Hg,Sn,Bi) (art. 131 à 141).

Ce qui y est dit s'applique aux minerais et matières d'argent provenant des usines (mattes, speiss, etc.), dans lesquels ces divers éléments se trouvent aussi en présence.

Nous nous bornerons par suite à indiquer ici les règles sommaires du dosage des matières minéralisantes trouvées le plus ordinairement dans les minerais d'argent, c'est-à-dire dans les substances argentifères extraites du sein de la terre.

Dans les recherches docimastiques, l'*argent* se dose par voie de coupellation, car il est presque toujours impossible de l'estimer par voie humide. Lorsqu'il est associé au plomb, un essai par voie sèche ou mieux par voie humide (plus exact) pour plomb, le donne aisément dissous dans le culot. L'analyse du minerai se réduit donc alors au dosage des autres matières qui le constituent.

Les données auxquelles nous avons renvoyé le lecteur ci-dessus permettent de le faire avec exactitude ; nous considérons toutefois utile de consigner ici le dosage spécial et isolé de quelques-uns des corps qui se rencontrent le plus fréquemment dans les minerais d'argent, savoir :

1° De l'*antimoine;*
2° De l'*arsenic ;*
3° Du *soufre;*
4° De la *silice ;*
5° De l'*acide carbonique ;*
6° Du *phosphore ;*
7° Du *chlore ;*
8° Du *brome ;*
9° De l'*iode.*

Il peut en effet être intéressant, sans recourir à une analyse complète, de rechercher quelquefois spécialement une ou plusieurs de ces substances, afin d'éclairer suffisamment le procédé métallurgique employé ou à employer. Dans le traitement par

amalgamation par exemple, ainsi que nous le verrons, on réussit peu avec certaines natures de minerais, renfermant certains corps : des antimoniures, des arséniures, des fahlerz, etc. par exemple, que les Américains-Espagnols désignent sous le nom de *metales frios* (métaux froids). Il peut aussi convenir de savoir si c'est le soufre, le chlore, l'iode, etc., qui sont combinés à l'argent. Les indications qui vont suivre permettront de rechercher le corps spécial intéressant.

Nous divisons cette étude en deux paragraphes : § I. Dosage des minéralisateurs de l'argent, autres que les halogènes. § II. Dosage des minéralisateurs halogènes de l'argent.

§ I. *Dosage des minéralisateurs de l'argent, autres que les halogènes.*

193. 1° **Antimoine.** On le dose à deux états : à l'état d'oxyde d'antimoine Sb^2O^5, tenant 0,833 d'antimoine métallique, ou de sulfure d'antimoine Sb^2S^5, tenant 0,714 d'antimoine métallique.

La matière ($0^{gr},50$) est attaquée par l'eau régale, qui précipite une portion de l'antimoine, surtout en présence d'une addition d'eau, à l'état d'acide antimonique, en même temps que la silice non combinée. Ce résidu, après filtration, est repris par l'acide chlorhydrique, et on obtient alors une liqueur de chlorure antimonieux, qu'on traite comme la dissolution régale, où l'autre partie de l'antimoine se trouve en dissolution. On fait passer dans les deux liqueurs un courant d'hydrogène sulfuré, qui précipite l'antimoine à l'état de sulfure rouge orangé, si la liqueur est concentrée.

Si l'hydrogène précipite un autre métal (l'arsenic, le plomb, etc)., on se sert des procédés indiqués (chap. I, 2e section, § 2, II. A. — *Désargentation des plombs*) pour les séparer.

194. 2° **Arsenic.** Il peut être dosé de plusieurs manières ; nous n'en citerons que deux.

1° Par le chlorate de potasse, le nitrate de plomb et la soude, à l'état d'arséniate de plomb. Voici comment on opère dans ce cas :

On attaque par l'acide nitrique concentré, en présence de quelques cristaux de chlorate de potasse ; on ajoute, après digestion prolongée, de l'eau ; puis on filtre. La solution acide est traitée par une dissolution de nitrate de plomb, qui donne lieu à la précipitation de sulfate de plomb, si ce dernier métal est présent ; mais l'arséniate de plomb reste dissous dans la liqueur, qu'on filtre et traite par la soude caustique : l'arséniate de plomb se précipite alors, il est filtré, lavé et séché. 100 parties d'arséniate de plomb correspondent à 29 parties d'acide arsénieux et à 22,2 parties d'arsenic métallique.

2° Par le procédé volumétrique de *Mohr*, fondé sur la réaction de l'iode sur l'arsénite de soude, représentée par la formule :

$$\underbrace{(As^2O^3,2NaO)}_{\text{Arséniate de soude}} + \underbrace{2I}_{\text{Iode}} = \underbrace{2INa}_{\text{Iodure de sodium}} + \underbrace{As^2O^5}_{\text{Acide arsénique}}$$

Voici comment on opère :

On prépare d'abord une solution d'iode (n° 1), tenant 5 milligrammes d'iode par

centimètre cube de liqueur; on pèse à cet effet $2^{gr},50$ d'iode cristallisé et 4 grammes d'iodure de potassium et on dissout le tout dans un demi-litre d'eau distillée.

On fait une liqueur normale arsenicale (n° 2). Pour cela, on pèse $4^{gr},95$ d'acide arsénieux cristallisé pur, qu'on dissout à chaud dans 200 centimètres cubes environ d'eau distillée avec du bicarbonate de soude. La liqueur décantée reçoit par petites doses de nouvelles portions de bicarbonate, jusqu'à dissolution complète et saturation presque totale; on transvase dans un vase d'un litre et l'on ajoute une dernière portion de 20 à 25 grammes de bicarbonate de soude et d'eau, pour parfaire le volume de 1000 centimètres cubes.

On fait d'autre part une dissolution d'amidon frais (n° 3), dans 150 centimètres cubes d'eau, avec addition également d'un peu de bicarbonate de soude.

Pour titrer la liqueur d'iode, on ajoute 10 centimètres cubes de la liqueur amidonnée n° 3 à la dissolution arsenicale n° 2, et on verse graduellement à la burette ou à l'aide d'un appareil analogue à celui qui est représenté page 133 (fig. 48), la dissolution d'iode n° 1, dans cette dernière jusqu'à coloration franche de l'amidon en bleu, coloration qui ne doit pas disparaître par l'addition d'un excès de bicarbonate de soude : on note les degrés et on obtient ainsi le titre de la liqueur normale d'iode.

La détermination de l'arsenic à l'état d'acide arsénieux dans une matière ou minerai de cuivre se fait avec la liqueur ainsi titrée de la manière suivante :

On attaque 1 gramme de la matière par l'acide nitrique concentré; après digestion prolongée, on introduit du bicarbonate de soude, avec précaution, afin d'éviter une effervescence trop énergique et la projection du liquide. Après attaque complète et saturation, on introduit un courant d'acide sulfureux, pour ramener l'acide arsénique au minimum, c'est-à-dire à l'état d'acide arsénieux, auquel il s'agit de le doser.

On ramène la liqueur à un volume donné (1 litre, par exemple), qu'on traite par la dissolution titrée d'iode, en opérant d'une manière semblable à celle qui a été indiquée ci-dessus, pour la détermination du titre normal : la quantité de liqueur normale d'iode employée donnera la teneur en arsenic de la matière analysée. On peut remplacer l'acide sulfureux liquide ou gazeux par un sulfite soluble.

L'appareil de Marsh à l'hydrogène arsénié, formant des taches métalliques sur une soucoupe en porcelaine, peut également servir pour la détermination de l'acide arsénieux des minerais. Celui de Mohr est plus pratique pour les laboratoires d'usine; celui de Marsh est plus propre aux recherches toxicologiques, où il convient de rendre l'arsenic visible et manifeste aux yeux.

195. 3° L'**acide sulfurique** et le **soufre** dans les minerais de cuivre se dosent facilement à l'état de sulfate de baryte ou de sulfate de plomb. Dans la liqueur nitrique ou régale, on sépare d'abord de la gangue par filtration le soufre natif qui se forme pendant l'attaque à chaud du minerai, et à cette première partie de soufre, qu'on dissout au besoin dans le sulfure de carbone, s'il ne peut s'isoler convenablement de la gangue, s'ajoute celle que donne le calcul du soufre du sulfate de baryte, précipité à chaud dans la liqueur d'attaque par un excès de chlorure de baryum ou d'acétate de plomb. A 100 de sulfate de baryte correspondent 34,356 d'acide sulfurique et 18,73 pour 100 de soufre ; à 100 de sulfate de plomb correspondent 26,50 d'acide sulfurique et 8,64 pour 100 de soufre.

Dans cette analyse, il convient de ne faire l'addition de l'acide chlorhydrique qu'après avoir laissé réagir l'acide nitrique fumant et même en avoir évaporé l'excès.

Pour les petites doses de soufre à déterminer, on place la substance dans une nacelle placée elle-même dans un tube de porcelaine qu'on porte au rouge et qu'on fait traverser simultanément par un courant, formé d'un mélange de 25 pour 100 d'acide carbonique et 75 pour 100 d'hydrogène. L'hydrogène sulfuré formé et qui s'échappe est reçu dans une dissolution de nitrate d'argent ou d'acétate de plomb, d'où le soufre est dosé à l'état de sulfure d'argent ou de sulfure de plomb filtré, séché et pesé. Le sulfure d'argent contient 87 pour 100 de métal argent et 12,94 de soufre; le sulfure de plomb contient 86,48 plomb et 13,52 de soufre.

On peut encore chauffer en tube scellé, à 180° ou 220°, quand la substance est réfractaire, 0gr,50 de la matière avec 10 centimètres cubes d'acide nitrique très concentré et pur. On ajoute au besoin de l'acide chromique.

Après avoir attaqué, en chauffant durant deux ou trois heures, on reçoit le liquide dans une capsule et on évapore au bain-marie, en se débarrassant par l'alcool de l'excès d'acide chromique, si on l'a employé. On reprend par l'eau distillée. La dissolution est précipitée ensuite par le nitrate de baryte, qui fournit le soufre contenu dans la substance à l'état de sulfate de baryte, qu'on filtre, lave, sèche et pèse.

196. 4° **Silice.** Pour la doser, on suit l'un des deux procédés ordinaires des analyses docimastiques :

1° La silice non combinée est dosée à l'état de sable quartzeux pur et par simple filtration de la liqueur d'attaque (eau régale sur 1 gramme de matière); s'il y a du soufre qu'on n'a pu séparer en décantant la liqueur, on l'enlève par calcination ou par le sulfure de carbone. Si la silice est combinée, le résidu est gélatineux ; il faut alors évaporer à sec, calciner assez fortement pour la rendre insoluble et on l'isole, en reprenant la matière par l'acide chlorhydrique.

2° Quand la combinaison de la silice dans la matière est intime et résiste à l'acide (silicates, certaines scories et mattes, etc.), on attaque, au creuset d'argent, 1 gramme de matière avec du carbonate de potasse ou de la potasse caustique; on forme un silicate alcalin, qu'on dissout dans l'eau, et qu'on précipite à l'état de fluosilicate de potasse, par l'acide hydrofluosilicique. 100 parties de silice tiennent 46,66 pour 100 de silicium, et 100 parties de fluosilicate de potasse tiennent 63,72 pour 100 d'acide hydrofluosilicique et par suite 10,77 pour 100 de silicium.

197. 5° Pour l'**Acide carbonique,** la méthode la plus rapide et la plus pratique est de calciner la matière pesée dans un tube de porcelaine avec un peu de nitre et de recueillir le gaz acide carbonique dans une dissolution de potasse ou de chaux iodée, qu'on titre à l'acétimètre ou qu'on pèse avant et après l'expérience. Pour que l'analyse soit correcte, il ne faut pas que la gangue contienne d'autre matière carbonée (bitume, lignite, etc.). Dans ce cas, on ferait la réaction d'abord par voie humide, en dégageant l'acide carbonique des carbonates par une attaque de la matière à l'acide chlorhydrique faible, en recueillant le premier gaz; puis une nouvelle portion de la matière serait reprise par le procédé au nitre dans le tube de porcelaine : cette double opération permet de doser à part les deux quantités.

198. 6° Le **phosphore** est dosé, comme on le fait en général dans tous les procédés docimastiques, à l'état de phosphate ammoniaco-magnésien. On prend 250 centigrammes de la matière, qu'on chauffe dans un tube avec un peu d'acide nitrique concentré et d'acide chromique. Au bout de trois heures, on ajoute un peu d'alcool pour réduire l'excès d'acide chromique, on évapore au bain-marie et l'on reprend par l'eau. On précipite alors l'acide phosphorique par l'ammoniaque et le sulfate de magnésie. On filtre, lave et calcine : 100 de pyrophosphate de magnésie précipité contiennent : 29,93 pour 100 de phosphore et 63,96 pour 100 d'acide phosphorique.

§ II. *Dosage des minéralisateurs halogènes de l'argent.*

199. 7°, 8° et 9°. D. **Dosages du chlore, brome et iode, dans les minerais d'argent.**

α *Dosage du chlore, brome, iode lorsqu'ils sont seuls.*

La matière à essayer est placée dans un tube scellé et chauffé pendant deux à trois heures, en présence de nitrate d'argent et d'acide nitrique concentré et pur. Les proportions sont : $0^{gr},50$ de matière à essayer, 10 centimètres cubes d'acide nitrique et 1 gramme de nitrate d'argent environ, qu'on ajoute quand l'attaque est complète, quoique la liqueur puisse contenir de l'argent.

a) Si le chlore est seul, le précipité sera du chlorure d'argent seul.
b) Si l'iode est seul, le précipité sera d'iodure d'argent seul.
c) Si le brome est seul, le précipité sera de bromure d'argent seul.

On filtre, lave à fond et sèche le précipité dans ces divers cas.

a) 1 partie de chlorure d'argent séché représente			: 0,247 de chlore	($ClAg$).
b) 1 — d'iodure	—	—	: 0,054 d'iode	(IAg).
c) 1 — de bromure	—	—	: 0,425 de brome	($BrAg$).

200. β *Dosage des trois corps réunis.*

Lorsque le chlore, le brome et l'iode sont à la fois présents, deux d'entre eux ou tous les trois, le précipité obtenu est à retraiter, après en avoir pris le poids P.

On reprend le précipité par l'ammoniaque, qui dissout le chlorure d'argent seul.

Après une suffisante digestion, d'une ou deux heures, en remuant fréquemment, le résidu est de l'iodure et du bromure d'argent, ou l'un seul des deux, si le précipité n'est que binaire. Le chlorure d'argent est dosé par différence, après filtrage et séchage.

Si $BrAg + IAg$ est le poids du précipité insoluble, et $ClAg$ le poids du chlorure d'argent $P - (BrAg + IAg) = ClAg$ et la proportion de chlore sera : $0,247 ClAg$.

Ce procédé n'est qu'approximatif, parce que l'iodure et le bromure d'argent sont un peu solubles dans l'ammoniaque; mais on peut rechercher, après coup, les deux éléments dissous dans l'ammoniaque pour compléter les poids du précipité, si l'on tient à une grande précision.

201. γ *Dosages de l'iode et du brome réunis.*

Le bromure et l'iodure d'argent BrAg + IAg, que nous désignons par p et demeurés insolubles, s'altèrent à la lumière; ils sont lavés, séchés et pesés.

Si une solution d'amidon, en présence d'un peu d'acide sulfurique ou nitrique et en chauffant, donne une coloration intense bleue, caractéristique et très sensible, le précipité contient en effet de l'iode, mis en évidence de la sorte.

Dans le cas contraire, le bromure d'argent étant seul, il est dosé par différence facilement : alors P = BrAg, IAg étant nul.

Dans le cas où la réunion des deux corps, iodure et bromure, s'est manifestée de la manière indiquée, on attaque par l'acide chlorhydrique à chaud, et on verse dans la dissolution, goutte à goutte, du chlorure de palladium, qui précipite l'iode seul en brun noir, peu soluble dans l'acide chlorhydrique; le brome reste dans la liqueur. Soit PdI le poids de l'iodure de palladium précipité lavé et séché : comme il tient 0,704 d'iode, nous posons I = 0,70PdI, et, comme l'iodure d'argent tient 0,54 d'iode, le terme IAg, iodure d'argent cherché, sera $= \frac{0,70}{0,54}$ PdI

$= 1,29$ PdI.

Le bromure et l'iodure d'argent qui ont pu se dissoudre dans l'ammoniaque en même temps que le chlorure d'argent dans le cas ci-dessus (200) sont d'ailleurs isolés, en versant dans la dissolution alcaline de l'acide nitrique : l'argent reste à l'état de nitrate soluble.

Ce résidu est alors traité comme il vient d'être dit précédemment.

202. δ *Dosages du chlore et du brome réunis.*

Le dosage est plus simple, quand il n'y a que du chlore et du brome en présence dans le minerai. Le précipité originaire est P = ClAg + BrAg, dans ce cas.

Soit K la perte de poids qu'éprouve le précipité, après traitement par le chlore gazeux, on trouve alors :

$$\text{BrAg} = 4,222\text{K}$$
$$\text{ClAg} = \text{P} - 4,222\text{K}$$

203. Nous ne donnons ici aucune méthode pour l'analyse des séléniures et tellurures, qui forment des combinaisons assez rares avec l'argent (Naumannite, Clausthalite, Eukairite, etc., Hessite, petzite, sylvanite, calavérite, etc.). Ces manipulations exigent des soins tout à fait spéciaux, qui sont du domaine de la Docimasie; dans tout ce que nous avons dit, nous n'indiquons que les pratiques courantes d'usine; il faudra, dans les cas où les alliages complexes et les minerais ou matières d'argent plus compliquées contiendraient d'autres éléments que ceux que nous avons signalés, avoir recours indispensablement aux traités spéciaux. Nous renvoyons surtout à la chimie H. de Rose et aux excellentes instructions de M. Terreil, pages 103 et suivantes (*Les Laboratoires de chimie*) de l'*Encyclopédie chimique*.

SIXIÈME SECTION.

ANALYSE SPECTRALE[1].

204. Comme le paragraphe IV de l'ouvrage précité (*Désargentation des plombs*) est court, nous le citons en entier.

Le lecteur trouvera dans la planche 1 dudit livre les spectres obtenus au spectroscope, pour les 6 métaux suivants : antimoine, zinc, cuivre, argent, plomb et or, qui constituent les principaux associés de l'argent. Les spectres de l'antimoine et une partie de ceux du cuivre sont obtenus avec l'étincelle à la bouteille de Leyde ; quelques raies spectroscopiques du cuivre, celles du zinc, de l'argent, du plomb, sont obtenues dans les nitrates, et celles de l'or, dans le chlorure.

La planche est faite avec indication des longueurs d'onde qui correspondent : 1° aux limites des diverses couleurs principales occupées dans le spectre solaire ; 2° aux raies de Frauenhofer ; et 3° aux raies principales des métaux en question.

Les raies faibles sont indiquées sans signe ; les raies vives portent une virgule blanche ; les raies très vives, deux virgules ; et les raies brillantes, trois virgules.

205. Nous avons rangé les métaux par ordre de densité, ce qui permet de faire un rapprochement assez curieux sur certaines similitudes de raies. Le plomb et l'argent, par exemple, ont presque les mêmes raies dans le vert et de fort peu de différence de longueurs d'onde, etc.

En résumé : l'antimoine présente 10 raies principales ; l'or et le cuivre, 6 raies; le plomb, 4 ; le zinc, 5, et l'argent, 2. Nous n'avons pas indiqué une infinité de raies secondaires et tertiaires. Le petit tableau suivant résume le nombre des raies principales intéressantes.

COULEURS.	ANTIMOINE (Sb).	OR (Au).	CUIVRE (Cu).	PLOMB (Pb).	ZINC (Zn).	ARGENT (Ag).
Rouge. . . .	»	»	»	»	»	»
Orange. . .	4	1	1	1	1	»
Jaune. . . .	1	1	»	»	»	»
Vert.	3	3	4	2	»	2
Bleu.	1	1	1	»	2	»
Indigo. . . .	1	»	»	»	»	»
Violet. . . .	»	»	»	1	1	»

1. Pour le lecteur peu familiarisé avec l'analyse spectrale, nous renvoyons aux beaux travaux sur la matière de M. Ditte, collaborateur de l'*Encyclopédie chimique*, et à l'*Agenda du chimiste*, section IV, page 125.

SEPTIÈME SECTION. — APPENDICE.

DÉTAILS DIVERS SUR LES RÉACTIFS EMPLOYÉS DANS LA MÉTALLURGIE DE L'ARGENT.

§ I. MERCURE ET SUCCÉDANÉS.

206. Le mercure est un métal liquide, blanc d'argent, brillant, désigné en chimie et en métallurgie par le symbole Hg (hydrargyrum, argent liquide), qui représente son équivalent = 100. Il pèse 13 596 kilogrammes au mètre cube à 0 degré, devient solide à — 40°, et est alors mou et assez flexible.

Il se dilate, de 0° à 100°, de 1,8153 pour 100 de son volume, et cette dilatation est suffisamment régulière, même au delà de cette température, pour qu'il puisse, dans la construction des instruments destinés à mesurer le calorique, servir de liquide type par sa dilatation normale. Il émet déjà des vapeurs vers 20°, qu'on rend sensibles en plaçant le mercure sous une cage de verre, dans une soucoupe, au-dessous d'une feuille d'or ou d'un fil d'or en spirale. On reconnaît mieux encore cette évaporation à si basse température, à l'aide d'un papier blanc sur lequel on a tracé des lignes ou caractères avec du nitrate d'argent *ammoniacal ;* ce papier est excessivement sensible, car les lignes ou caractères noircissent rapidement et instantanément, sous l'influence des moindres vapeurs mercurielles. A 360°, il se réduit complètement en vapeurs, dont le poids spécifique est 6,976 (7,00 suivant d'autres auteurs, celui de l'air étant 1 ; ce chiffre est la moitié du poids spécifique du mercure à l'état liquide). Le poids d'un litre de vapeurs mercurielles ramené à 0°, est de 8gr,92.

Pour tous les autres caractères physiques du métal, dont nous ne retiendrons que les faits saillants relatifs à l'extraction de l'argent, nous renvoyons à la Métallurgie du Mercure (*Encyclopédie chimique*) par M. Joannis; le lecteur y trouvera des détails complets sur les minerais, ses lieux de gisement et son mode de production industrielle.

207. Les réactions chimiques qu'il produit en présence d'autres corps offrent le plus grand intérêt pour l'extraction de l'argent ; nous allons indiquer celles d'entre elles qui sont les plus essentielles.

Il ne s'oxyde que très lentement à l'air, et seulement près de son point d'ébullition ; une plus grande chaleur réduit l'oxyde ainsi formé.

Il est attaqué par l'acide nitrique, l'eau régale et l'acide sulfurique concentré bouillant.

208. Il forme souvent, dans les cornues de distillation, un dépôt noir de mercure pulvérulent, appelé *stup* ou rouille de mercure, qu'il est difficile de réunir en globules métalliques et qui constitue souvent un déchet assez important des opérations de sublimation, dans les usines d'argent, où le mercure sert de réactif et est

régénéré par distillation. On ne réussit à lui rendre son état normal liquide et brillant qu'en le chauffant avec de l'acide chlorhydrique étendu ou mieux avec une dissolution de potasse ou de cendres alcalines, sur un bain de mercure ; ce *stup* ou rouille contient 90 pour 100 de mercure réel et, en général, des matières organiques (fumées, huiles empyreumatiques, etc.), provenant de la distillation, qui enveloppent les globules sphériques presque microscopiques du métal et les empêchent de se réunir.

209. Il forme deux oxydes : l'oxydule Hg^2O, ressemblant beaucoup au mercure pulvérulent noir ci-dessus indiqué, et l'oxyde HgO, rouge, produit par oxydation à l'air chaud ou par la précipitation des liqueurs mercurielles par un alcali. Ce dernier rend 7,33 pour 100 d'oxygène gazeux par calcination ; c'est de cette manipulation, faite presque simultanément par Priestley, Scheele et Lavoisier, que datent les progrès de la chimie et de la métallurgie modernes.

Il forme également deux chlorures importants : le protochlorure ou *calomel*, très insoluble, qui se présente quelquefois à l'état naturel : on le désigne alors sous le nom de *mercure corné ;* et le *sublimé corrosif*, ou bichlorure, qui se distingue du précédent en ce qu'il est assez soluble dans l'eau.

Les deux chlorures jouent un grand rôle dans les réactions de l'amalgamation des minerais d'argent.

210. Les masses considérables de mercure versées dans le commerce, surtout pour l'amalgamation métallurgique, proviennent des mines d'Almaden et d'Almadenejos, en Espagne ; d'Ydria, en Autriche ; de Ober-Moshel (Landsberg, Potzberg et Stahlberg) en Bavière rhénane ; de Huancavélica et Chanta, au Pérou ; de New-Almaden, Enriqueta, New-Ydria, etc. ; de Missouri-Mine, près Pine-Flat, en Californie.

Il faut citer comme plus ou moins importantes, sur notre continent :

Les usines de Mières del Camino, Castellon de la Plana et Aguilas, en Espagne ;

Celles de Altwasser (fahlerz mercuriels), Iglo, Szlana, en Hongrie ;

Celles de Horzowitz, en Bohême ; celles de Volalta, près d'Agordo, dans la Haute-Vénétie ;

Celles de Siele, province de Grossetto ; de Ripa ; Costellazara, en Toscane ;

La Chine, le Japon en produisent également d'assez importantes quantités.

Dans le nouveau continent, les mines de l'Amérique qui alimentent les usines de mercure, en concurrence avec celles d'Almaden (Espagne) et d'Ydria (Autriche), sont surtout les mines de New-Almaden et New-Ydria de Californie (1845), qui, ayant échappé aux mains de MM. Rothschild frères, concessionnaires des mines espagnoles, ont réussi ainsi à maintenir un prix moyen du mercure ; sans cela il se serait probablement élevé considérablement. Il y a eu un moment où le prix du mercure était monté (en 1874 et 1875) à 25 francs par kilogramme, au lieu de 6 à 9 fr. 20 (1879), prix normal en Amérique, et 4 à 6 francs en Europe. Cette hausse subite provoqua des recherches multiples de mines de cinabre sur tous les points du territoire américain. Alors se sont créées successivement les exploitations de : San Orope, au pied du mont El Doctor, district de Zimapan, au Mexique ; de Guadalcazar, à 140 kilomètres de Potosi (minas Viejas), en Bolivie ; de Catorce,

de San Pedro de Rincon del Cementeiro (Guanaxato) et de Durango (Mexique). Les rendements de ces mines ont été fort intermittents, de sorte que les ressources des *haciendas* (c'est le nom qu'on donne aux usines d'amalgamation) sont surtout empruntées aux mines californiennes et espagnoles.

Le mercure espagnol aborde à Vera Cruz, à Guayaquil, à Mellendo, à Arica, à Iquique, Cobija, Caldera, Coquimbo, Valparaiso, Concepcion, etc., avec des frais de port, de douane, considérables ; il n'est pas rare que le stock de mercure soit tellement insuffisant que bien des usines ne puissent donner tout le développement voulu à leur exploitation industrielle, et doivent arrêter quelquefois le traitement, faute du réactif principal. Aussi les mines de mercure californiennes ont-elles pris un développement extraordinaire, dans ces quinze dernières années, ainsi que cela résulte de la petite statistique de 1877, que nous donnons ci-après.

211. Dans sa lumineuse et intéressante publication sur la production des métaux précieux en Californie[1], M. Laur consacre un chapitre aux mines de mercure qui alimentent les usines d'amalgamation du nouveau continent.

Voici ce qu'il dit à propos de la découverte du mercure en Californie.

« La production des métaux précieux des mines du Nouveau Monde est étroitement liée à la production d'un autre métal, le mercure.

« Dans l'exploitation de l'or, le mercure n'est pas indispensable, mais son emploi rend le travail plus rapide et assure toujours une augmentation notable de rendement...

« Le mercure a un rôle bien plus important dans le traitement des minerais d'argent. Il est à ce métal sur les mines du Nouveau Monde ce que la houille est au fer dans l'ancien continent. C'est l'agent indispensable, et jusqu'ici sans équivalent, d'une production annuelle voisine aujourd'hui de 200 millions de francs.

« La valeur de cet élément nécessaire du travail des mines en Amérique représente toujours une portion très importante du fonds de roulement des exploitations. Ainsi, dans les conditions ordinaires des mines mexicaines, par chaque tonne de minerai mise en traitement, à la teneur ordinaire de 2 kilogrammes d'argent par tonne, il faut employer 21^{kg},6 de mercure (plus de 10 fois le poids), qui, au prix naguère en vigueur sur les mines, de 85 francs le quintal ou 10 fr. 08 le kilogramme, représentent plus de 49 pour 100 de la valeur de l'argent contenu dans le minerai.

« Enfin la valeur du mercure consommé ou perdu dans le traitement entre pour une part considérable dans le prix de revient de l'argent. Aujourd'hui encore (1882), sur les exploitations les mieux conduites, cette dépense représente 40 pour 100 environ du total des frais du traitement; elle est les 7,8 pour 100 de la valeur du métal obtenu.

« Jusqu'à ces dernières années, les mines d'Amérique tiraient la presque totalité de leur mercure de l'ancien continent, et en quelque sorte d'une seule de ces mines, celle d'Almaden, qui en produisait près de 1 million de kilogrammes par an; le sort de toutes ces riches exploitations de la Cordillère des Andes dépendait du sort

1. Rapport au Ministre des Travaux publics par P. Laur, ingénieur au corps impérial des mines. Dunod, Guillaumin et Cie, éditeurs, 1862, p. 95 et suivantes.

de la mine de l'Andalousie ou des exigences du vendeur privilégié de ses produits. L'extraction de l'argent diminuait ou augmentait, suivant que les chantiers d'Almaden ou les besoins du trésor espagnol livraient le vif-argent à un prix plus ou moins élevé aux mineurs du Mexique et du Pérou.

« Cette tutelle que l'Espagne exerçait naguère sur ses anciennes provinces est arrivée à son terme : la découverte des mines de mercure de Californie assure aujourd'hui l'avenir et l'indépendance de la production de l'argent.

« Ces nouvelles mines de cinabre (sulfure de mercure ou vermillon) sont situées dans les montagnes du Coast Range, entre le Pacifique et la vallée du San Joaquin, au sud de la baie de San Francisco.

« Elles furent ouvertes par les Indiens dans les temps les plus reculés et travaillées par eux bien avant l'arrivée des Espagnols. Le cinabre a toujours été avidement recherché par ces races primitives, à raison de sa vive couleur ; les peuplades actuelles des hautes Cordillères l'estiment encore aujourd'hui au prix de l'or et s'en servent pour se colorer le visage, les jours de fête ou de combat.... »

Il existe aujourd'hui en Californie quatre centres de production de mercure :

1° *New-Almaden*, située dans les montagnes qui séparent la vallée de Santa Cruz de celle de Santa Clara, comté de Santa Clara, à 16 kilomètres de la ville de San José, au sud de la baie de San Francisco. Les minerais rendent de 18,5 à 22 pour 100. Par suite d'un procès fait, en 1859, par le gouvernement américain tendant à déposséder les actionnaires, ces mines ont été longtemps séquestrées ; mais, en 1861, les travaux ont été repris par suite de la mainlevée de ce séquestre injuste ;

2° *Enriqueta*, à 8 kilomètres de New-Almaden, découverte en 1859 ;

3° *New-Idria* et 4° *Guadalupe* sont des mines récentes ; la première a produit, en 1862, 18 tonnes par mois avec des minerais de 11 pour 100 ; la seconde, gênée par les eaux et les difficultés de l'aérage, 5 tonnes avec des minerais de 9 à 10 pour 100.

En prenant pour base les résultats obtenus pour chacune de ces quatre usines pour 1861, la production totale, d'après M. Laur, serait :

New-Almaden	900 tonnes.
Enriqueta	230 »
New-Idria	150 »
Guadalupe.	90 »
Total.	1570 tonnes.

Ces chiffres se sont considérablement accrus aujourd'hui.

La production en mercure s'estime ordinairement en flacons ou bouteilles de fer pesant net : 34kg,69 chaque. Elle a été, en 1877, et dans tout le globe, d'après l'ingénieur du gouvernement espagnol, M. Cortazar, fort au courant de cette question :

Californie (1877) :		Et dans tout le globe, d'après M. Cortazar.	
	Bouteilles.		Bouteilles.
New-Almaden	24 079	Almaden (Espagne), (1876).	41 000
Sulfurbank.	11 303	Idria (Autriche).	8 000
Redington.	9 460	Bavière.	2 000
New-Idria	6 500	Italie.	1 700
Mahattan.	»	Bornéo	2 000
Divers.	29 026	Mexique.	500
	80 368	États-Unis.	69 200
		Divers..	1 500
			126 000
Total. . . . . 2788 tonnes environ.		Total. . . . . 4331 tonnes environ.	

212. On trouve quelquefois le mercure à l'*état natif*, provenant de la décomposition du sulfure de mercure ou cinabre : à Almaden, le mercure natif représente 1 3/4 pour 100 de la production totale.

On le trouve quelquefois aussi, mais plus rarement, à l'état d'*amalgame naturel* savoir :

1° D'amalgame d'argent, à 2 et 3 équivalents de mercure pour 1 d'argent; 2° d'amalgame de platine, or et argent (Amérique du Sud); 3° d'amalgame de sélénium et 4° d'amalgame de sélénium et plomb (Voir 84).

Berzelius considère l'amalgame des alchimistes, celui qu'on produit dans les laboratoires sous le nom d'*arbre de Diane*, comme correspondant aussi à la formule AgH^2; mais il ne contient que 35 0/0 d'argent, au lieu de 43,67 indiqués pour l'amalgame type par M. Joule. L'arbre de Diane se produit, en mettant en présence du mercure en quantité plus grande qu'il n'en faut pour dissoudre l'argent et moins grande qu'il n'en faut pour le tenir à l'état liquide : on obtient alors des cristallisations dans la masse formant les arborescences de l'arbre. Berzelius donne les proportions suivantes pour obtenir ainsi à l'état de cristaux l'amalgame AgH^2 : on place 700 grammes de mercure, 100 grammes d'argent au fond d'un vase contenant 300 grammes de nitrate d'argent à saturation et 200 grammes de nitrate de mercure également à saturation.

213. L'amalgame d'argent pour l'argenture est composé de 15 pour 100 d'argent et 85 pour 100 de mercure, réunis, en chauffant l'argent et le mercure à part, et versant le premier dans le dernier.

M. Guettier[1] indique, comme procédé courant, la projection de l'argent grenaillé et encore chaud dans 12 ou 15 fois son poids de mercure, chauffé lui-même à 200°, avec filtration ultérieure, après refroidissement, à l'aide d'une peau de chamois.

214. MM. Durocher et Malaguti font remarquer que lorsque l'argent a une certaine épaisseur et est déjà amalgamé à sa surface, quoique plongé dans le mercure, il refuse l'amalgamation des parties centrales, protégées contre l'attaque, laquelle ne se fait plus que très lentement ; ils concluent de là que le frottement des meules, pour l'enlèvement des pellicules superficielles d'amalgame qui couvrent

1. *Guide pratique des alliages*, 1865.

les grains de minerai déjà attaqués, est efficace et même indispensable pour une amalgamation rapide et complète ; les grains ne conservant point d'épaisseur, parce que l'amalgame formé est enlevé à mesure par le broyage qui laisse à nu les parties non encore amalgamées : l'eau pure distillée emporte aussi l'amalgamation de l'argent.

Les mêmes savants font remarquer qu'elle est retardée également par la nature plus ou moins adhésive des gangues du minerai d'argent. Ainsi une composition artificielle, formée de : 0gr,15 de chlorure d'argent (contenant par conséquent 0,10 d'argent réel), 15 grammes de mercure et 10 grammes de diverses matières considérées comme gangues et énumérées ci-après, fournit, par une amalgamation de même durée, les teneurs en argent suivantes, très variables avec la nature de la matière terreuse en jeu.

En présence de :

l'argile	le mercure ne prend que. . .		1,40	milligr. d'argent.
la chaux.	—	—	3,70	»
l'oxyde de fer argileux. .	—	—	7,70	»
du sable quartzeux. . . .	—	—	9,40	»
du marbre saccharoïde .	—	—	10 »	»
des briques calcinées . .	—	—	10,70	»
de la barytine.	—	—	15,50	»
Etc., etc.				

Dans ces expériences d'amalgamation, le chlorure d'argent employé se trouve à l'état d'argent métallique réduit et très fin ; pour l'argent natif, employé au lieu de chlorure, les résultats seraient probablement différents, la combinaison du chlore et du mercure se trouvant supprimée ; mais il est vraisemblable que les conclusions de MM. Malaguti et Durocher sur la viscosité des matières subsisteraient encore dans ce cas. Les gangues *lourdes*, *sèches* et non *adhésives* fournissent donc, d'après ces recherches, un rendement en argent amalgamé plus grand que les gangues plastiques et visqueuses.

215. Dans l'amalgamation des crasses riches zingueuses de la désargentation par le mercure (voir *Désargentation des plombs*, p. 320 et suiv., où le lecteur trouvera plusieurs détails intéressants à ajouter à ce qui vient d'être dit sur la combinaison des métaux plomb, zinc, mercure et argent), la présence des matières huileuses et visqueuses dans le tonneau d'amalgamation retardait notablement l'opération d'amalgamation et surtout la réunion des globules mercuriels : on est conduit à croire qu'ainsi on favorisait grandement la production de mercure noir (*Stup*). Le même fait est constaté dans la méthode dite des *pans* (États-Unis) ; on corrige par une lessive de potasse caustique, qui saponifie la matière grasse.

216. La *température*, la *rapidité de la trituration et la pression* (?), la *composition intime du minerai d'argent*, c'est-à-dire la présence de certains métalloïdes et de certains métaux, combinés à de l'argent, les *gangues*, la *quantité de mercure employée* surtout, sa *relative pureté*, l'état *plus ou moins pulvérulent de la matière à amalgamer* : telles sont les circonstances (au nombre de huit) importantes du

travail métallurgique et qui influent avec intensité sur la quantité d'argent incorporée dans le mercure. Nous aurons lieu d'insister sur ces divers faits, dans la Troisième Partie, Section 4, où les divers traitements métallurgiques seront étudiés.

217. Il est reconnu que le sodium métallique en faible proportion facilite l'amalgamation : cette application due à M. Crookes, le savant directeur du *Physical news*, auquel nous devons le thallium, le radiomètre, etc., a été faite récemment pour l'amalgamation d'argent, depuis qu'elle est courante pour l'or. On emploie aussi fréquemment l'amalgame de cuivre, au lieu de mercure pur, et quelquefois même l'amalgame de plomb et l'amalgame de zinc : ces deux derniers, d'après M. Laur, essayés pour des minerais sulfurés au Mexique, n'ont point réussi : l'amalgame de plomb réussit cependant en Bolivie, et celui d'étain encore mieux. On considère que 1kg d'amalgame d'étain équivaut à 3kg d'amalgame de plomb et ils peuvent se remplacer réciproquement, dans ces proportions.

L'action de l'amalgame de cuivre, proposé par M. Lukner aux usines Guadalupe et Calvo, où le procédé, breveté par lui et par M. Macintosh, a été mis en exécution, repose sur ce fait : que le chlorure d'argent, obtenu par la réaction du sel marin sur l'argent du minerai soumis à l'amalgamation dans la *tourte* ou *torta*, est *réduit* ensuite par le cuivre du magistral et l'argent métallique recueilli par le mercure; si le fait est correct, il est clair qu'on épargnera la dépense en mercure qui sert en partie à obtenir cette réduction, qui en outre sera plus directe. En effet, d'après M. Laur, l'amalgame de cuivre donne lieu à une moindre perte en mercure, à une plus grande rapidité dans l'opération et à un meilleur rendement en argent : la méthode s'est, paraît-il, généralisée. On a éludé toutefois, dans plusieurs usines, le brevet, en employant simplement du cuivre de cément d'une part et du mercure de l'autre, en guise d'amalgame de cuivre[1]. L'expérience a démontré que le cuivre, ajouté sous forme d'amalgame ou de cément, doit représenter les 30 pour 100 de l'argent total contenu dans la tourte, pour une bonne réussite. Ce chiffre est voisin de la quantité théorique de cuivre nécessaire pour réduire le chlorure d'argent. La préparation de l'amalgame de cuivre se fait dans l'usine de Guadalupe y Calvo, à l'aide de certains résidus de lavage de la tourte, qui, au sortir de la laverie, sont repassés spécialement à une nouvelle préparation mécanique. Par concentration, on obtient un schlick, appelé *marmajas*, contenant des sulfures métalliques et surtout des pyrites de cuivre. Ces schlicks sont séchés à l'air et grillés dans un four à réverbère, avec addition de 15 pour 100 de sel et 10 pour 100 de vitriol vert (sulfate de fer ou couperose verte). Après grillage, la matière est chargée avec de l'eau, du fer en morceaux et du mercure dans un tonneau d'amalgamation, qui reçoit un mouvement de rotation de 18 tours par minute et pendant 24 heures. La charge se compose de :

1. C'est un des nombreux exemples de la tendance générale des industriels à tourner un brevet. Quelque bonne que soit une découverte, généralement bien chèrement obtenue, le producteur qui en a besoin, cherche instinctivement : 1° à éviter d'avoir affaire aux inventeurs, à cause de certaines préventions (souvent fort fondées) contre leur esprit de constante amélioration, de progrès — esprit contraire à celui de la routine; souvent le *mieux est alors l'ennemi du bien*, et 2° à éviter une redevance, généralement modeste, en tournant l'idée, afin d'être indépendant d'une intervention étrangère dans la fabrication.

Marmajas ou schlick grillé.	300	kilogrammes.
Fer forgé, sous forme de petits cylindres.	100	»
Mercure.	300	»

Elle fournit, après filtration, 250 kilogrammes de mercure liquide en excès et 315gr,50 d'amalgame de cuivre solide tenant :

Cuivre :	33kg,05	10,47 0/0.
Argent :	1kg,93	0,61 0/0.
Mercure :	280kg,52	88,92 0/0.

Le remplacement du mercure par l'amalgame de cuivre a donné lieu à une économie notable de frais : M. J. Percy indique que la perte en mercure est réduite, de ce fait, de 63 pour 100 du poids de l'argent extrait.

L'amalgame d'étain s'obtient en versant de l'étain fondu dans le mercure : celui de plomb également. On produit un amalgame de plomb plus pulvérulent en dissolvant dans le mercure du plomb précipité par voie humide, bien lavé.

218. Parmi les divers réactifs que les extracteurs d'argent, outre le mercure, emploient dans le traitement métallurgique par voie humide, nous citerons les suivants : 1° Le *magistral et ses succédanés*, le *sulfate de cuivre* et le *sulfate de fer ;* 2° le *sel ;* et parmi les réactifs moins courants : 3° l'*acide acétique*; 4° l'*iodure de potassium*. Nous allons dire quelques mots de ces réactifs, et nous renvoyons à l'*Encyclopédie chimique* pour les autres matières courantes, telles que : acide chlorhydrique, sulfurique, etc.

§ II. MAGISTRAL, SULFATE DE CUIVRE, ETC. SEL MARIN.

1° Magistral.

219. On donne dans l'Amérique espagnole ce nom, ainsi qu'il a été dit, à du sulfate de cuivre acide, qui joue, par sa base métallique, un rôle prépondérant dans l'amalgamation des minerais d'argent, rôle que nous venons de faire connaître (217) en parlant de l'amalgame de cuivre, qui alors remplace le magistral.

On produit le magistral en grillant, dans un four à réverbère, des pyrites de cuivre ou des sulfures de cuivre, ce qui donne lieu à la formation du sulfate de protoxyde de cuivre (SO^3,CuO). Les minerais sont broyés d'abord dans un moulin, appelé *arrastra*, dont nous aurons occasion de parler plus loin, puis soumis à un grillage, auquel on ajoute du sel marin. Lorsqu'on manque de pyrites de cuivre, on se sert de minerais de cuivre oxydés (oxydes noirs et rouges de cuivre, carbonates bleus, silicates (chrysocolle)), qu'on mélange alors à une proportion convenable de pyrites de fer.

Dans diverses haciendas, on croit qu'une longue exposition à l'air des minerais pyriteux, avant le grillage, favorise la formation du sulfate de cuivre[1].

1. Les expériences personnelles de M. Napier, citées par M. J. Percy, contredisent le fait ; il est cependant indéniable que les altérations atmosphériques agissent à la longue sur les pyrites et transforment le soufre en acide sulfurique : la réaction complète exige, il est vrai, de longues années (20 ans à Rio Tinto, Espagne).

220. Voici la composition de trois types de magistral, employés dans l'usine ou hacienda de la Sauceda, où le procédé d'amalgation en tas ou *patio* — sous forme de tourtes piétinées par les mules —, est en vigueur depuis des siècles. Les résultats d'analyses sont dus à M. G. Smith (1837) et tirés de l'ouvrage du Dr J. Percy.

LIT DE FUSION CHARGÉ					COMPOSITION DU MAGISTRAL.				
QUANTITÉS.		TENEUR DES MINERAIS %			Sel.	Cuivre.	Fer.	Soufre.	Quantité de magistral, soluble dans l'eau.
		Cuivre.	Fer.	Soufre.					
1er type.	202kg,50. Minerai jaune de Tepezalà. . . .	6	17,22	20,78					
	33,75. *Marmajas* ou schlicks non grillés.	»	26,50	25,50	0,02	5,30	18,56	21,46	22 %
	20,25. Sel du golfe de Colima ou d'autres salines voisines.	»	»	»					
2e type.	202kg,50. Carbonates bleus de Mazapil. . .	28	3,14	8,86					
	67,50. *Marmajas*. . .	»	26,50	25,50	0,02	21 »	8,98	13,02	38 %
	13,50. Sel	»	»	»					
3e type.	101kg,25. Pyrites jaunes Cuivre Mazapil.	20	8,46	14,24					
	101,25. Carbonates bleus.	28	3,14	8,86	0,03	18 »	10,97	15,03	35 %
	67,50. *Marmajas* . . .	»	26,50	25,50					
	20,25. Sel..	»	»	»					

Voici quelques chiffres de consommation du même auteur :

Pour un même minerai d'argent (mine *Gallega*), tenant de 2 à 2kg,50 d'argent à la tonne de 1000 kilogrammes, les quantités respectives requises pour l'amalgamation d'une tonne dudit minerai ont été :

Pour le type no 1 . . . . 20kg,25.
no 2 . . . . 17kg,55.
no 3 . . . . . . 16kg,65.

A quels éléments attribuer cette différence de consommation? C'est ce qu'il paraît bien difficile d'indiquer, en l'état présent de la question.

221. Voici les compositions : d'un 4e type de magistral moyen, de l'usine de Bernardez, à Zacatecas, analysé par M. Laur;
d'un 5e type de magistral moyen, de l'usine de San Juan, Guanaxato, analysé par M. Laur;
et d'un 6e type de magistral moyen, de l'usine de San Juan, Guanaxato, analysé par M. P. Berthier.

	$SO^3.CuO$ anhydre.	CuO.	SO^3, FeO.	SO^3, CaO.	Fe^2O^3	SO^3,HO	Résidu solide insoluble	Eau.
4e type. Minerai de Tepezala (Voir plus haut) . .	9,03	5,00	6,75	(?)	18,75	(?)	(?)	(?)
5e type.	19 »	5,50	14,80	»	25,80	»	»	»
6e type. D'excellente qualité, d'après M. Saint-Clair Duport. . . .	19 »	4,00	0,30	2,50	25,00	0,80	43,20	5,00

222. Le four pour fabriquer le magistral est un simple réverbère, garni d'un trou circulaire pratiqué à la voûte, pour faire le chargement des matières.

A Guanaxato, le foyer est au centre, la voûte très surbaissée, et les gaz s'écoulent par deux cheminées placées aux extrémités. La charge est introduite quand le four est incandescent; elle pèse 184 kilogrammes; l'opération dure 6 heures. La quantité de bois consommée comme combustible représente 1,50 fois le poids de la charge, soit 2t,760. Le sel, qui primitivement ne s'ajoutait qu'en petites proportions, s'élève maintenant à Guanaxato à 16 pour 100 du poids de la charge, et est incorporé, après un grillage à basse température, vers la quatrième heure, avant le coup de feu final : on a en effet obtenu de meilleurs résultats d'amalgamation en chlorurant partiellement le cuivre, par le sel marin ajouté au sulfate de cuivre, base du magistral.

223. On juge pratiquement de la qualité d'un magistral par le temps plus ou moins grand que la main fermée peut supporter la chaleur qu'il développe, après avoir été mouillé d'eau. Si, au bout de 60 à 70 secondes, la chaleur devient insupportable et qu'il faille ouvrir la main, c'est que le magistral est bon. Si la sensation devient excessive avant ou vers 30 secondes, le magistral est trop piquant : c'est un *magistral de piquete ;* il est considéré comme donnant lieu à une perte de mercure inutile. D'après M. Newal, fort expérimenté dans les pratiques des usines d'almagamation, qu'il a dirigées pendant de longues années en Amérique (Mexique), certains contremaîtres préfèrent au contraire le magistral de *piquete :* et l'opinion générale chez ceux-ci est que la plus grande activité d'action du magistral est désirable. (Voir Section 4, § I. Théorie chimique de l'amalgamation.)

Voici les chiffres que donne M. Lyon, autre ingénieur très versé dans l'amalgamation américaine, sur la température développée par le magistral employé aux *haciendas* de la Sauceda, ci-dessus nommée, près de Zacatecas. L'atmosphère, au jour de l'expérience, était lourde; l'air ambiant était (à l'ombre) à la température de 20 degrés, à 7 heures du matin. Dans le magistral sec en tas, le thermomètre marquait 26°,67 ; la température du même magistral mouillé et tenu dans la main : 45°,50. La température d'un tas de magistral provenant de *marmajas* (schlicks grillés) : 24°,44; ce même magistral mouillé et tenu dans la main : 26°,67.

2. Sulfate de cuivre.

224. On croit en général que l'action du magistral s'exerce par l'acide sulfurique anhydre qui, au contact de l'eau, forme de l'hydrate de sulfate de cuivre. A moins d'être catalytique, cette action ne s'accorde guère avec la coutume de considérer des tas vieux de magistral, c'est-à-dire exposés à l'air durant plus de trois mois, comme n'ayant plus aucune énergie, parce qu'ils sont hydratés. On les repasse au four à réverbère pour un nouveau grillage, fort court du reste; il ne semble pas douteux cependant que le vitriol bleu hydraté est l'élément actif réel. M. Saint-Clair Duport indique que, déjà avant 1843, le sulfate de cuivre disséminé dans la tourte était employé en guise de magistral, par les métallurgistes intelligents, comme succédané préférable au magistral, dont l'énergie varie sans cesse et constitue un élément fort capricieux du traitement, soit à cause de la grande diversité des éléments qui le constituent, soit à raison de la nature changeante des minerais qui produisent par suite une fabrication irrégulière, soit probablement pour les deux causes réunies. Le sulfate de cuivre cristallisé est toujours acide,

Ainsi 1 partie de sulfate de cuivre, à l'état de vitriol bleu, pur, provenant des affinages d'or et d'argent, ou des hôtels monétaires, qui en produisent de grandes quantités, rend le même service que 5 parties du meilleur magistral; de plus, il y a économie de temps et meilleur rendement en argent. Ces faits bien connus et cependant longtemps demeurés à l'état stagnant, ont pris une importance réelle dans le traitement, surtout depuis que la routine proverbiale, tracassière et aveugle des maîtres mercuriers (*azogueros*) est battue violemment en brèche par la pléiade de jeunes ingénieurs, sortant tous les ans de l'École des mines du continent américain et, en particulier, de Mexico et de New-York. Ainsi, M. Clemes annonce à M. J. Percy, — qui dans les belles pages de son premier volume de la Métallurgie de l'argent étudie à fond cette question de l'amalgamation américaine, — que, dans les plus grandes haciendas, visitées par lui en 1866, le magistral est moins employé que le sulfate de cuivre cristallisé, à cause de la constance de composition de ce sel, de ses moindres frais de transport et de sa valeur relativement beaucoup moindre. La dépense en sulfate de cuivre — *vitriol azul* — incorporé au Guanaxato aux *lamas* (on appelle ainsi les tourtes, tant qu'elles n'ont pas reçu l'incorporation du mercure) — n'est que du tiers, c'est-à-dire de 6 kilogrammes par tonne de 1000 kilogrammes, au lieu d'un minimum courant de 16 à 20 kilogrammes de magistral. D'après M. Newall, cet usage ne s'est pas encore généralisé à Zacatecas, parce que le magistral fait avec les minerais de Tepezala[1] (où l'industrie du magistral est en pleine prospérité) y est de meilleure qualité que dans d'autres localités : la distance étant beaucoup plus grande, si une qualité médiocre ou mauvaise de magistral venait à être refusée par les usines, les fournisseurs perdraient un fort prix de transport.

225. D'après M. Laur, dont les renseignements sont moins récents, le sulfate de

1. Les mines de cuivre de Tepezala, dont il a été question plus haut, sont situées à 90 kilom. seulement de Zacatecas et à plus de 202 kilom. de Guanaxato; elles fournissent presque toutes les usines mexicaines de magistral, dont la base est le minerai de cuivre de ces mines, et dont la qualité varie évidemment avec les espèces de minerais employés dans la fabrication.

cuivre est employé, au lieu de magistral, à Pachuca, dans la proportion de 1/5 à 1/4 pour 100 du minerai d'argent élaboré, c'est-à-dire de $1^{kg},80$ à $2^{kg},25$ par tonne de 1000 kilogrammes.

Le vitriol vert ou couperose verte, ou sulfate de fer, a été essayé à son tour, comme succédané du sulfate de cuivre ou vitriol bleu, à Guanaxato. Dans un essai, deux tourtes en miniature, comme les appellent MM. Laur et Percy, de 2 kilogrammes de minerai, à la même teneur en argent ($1^{kg},12$ par tonne), dans des conditions identiques de travail et de réactif, ont donné des pertes respectives d'argent de 65 pour 100 avec le sulfate de fer, et seulement de 15,8 pour 100 avec le sulfate de cuivre[1].

3. Sel marin.

226. Le sel, employé par les usiniers américains faisant l'amalgamation des minerais d'argent, est le sel du Pacifique et, dans le nord, celui de l'Atlantique; mais les transports grèvent d'un si haut prix le produit, qu'on a cherché à exploiter les régions salifères voisines des mines. Le sel s'y trouve à l'état de sources salées, de sel gemme en veines et de sel évaporé spontanément et annuellement par des lacs ou étangs qui, par suite de l'imperméabilité des couches sous-jacentes et du peu d'écoulement des eaux pluviales recueillies, se saturent des chlorures des roches salines avoisinantes et constituent des récoltes annuelles de salins plus ou moins purs. Les sels bruts extraits de l'Atlantique, du Pacifique et des principales salines du Mexique (Laguna blanca, Chichimequillas, El Agrito; Alamos de Paras (dans le nord); Lago de Texcoco (dans le sud), qui alimentent les usines mexicaines d'amalgamation de Fresnillo, Zacatecas, Durango, Chihuahua, Real del Monte, etc., donnent la composition suivante :

		Océan Atlantique.	Océan Pacifique.	Sel de la côte du Pacifique.	Sel des marais salants de San Blas.
Chlorure de sodium.	ClNaO	86,84	74,06	93,80	95,80
Bromure de sodium.	BrNaO	1,22	1,04	»	»
Chlorure de magnésium	ClMg	»	13,19	»	»
Sulfate de magnésie	SO^3,MgO	2,41	3,19	»	»
Sulfate de chaux..	SO^3,CaO	5,20	4,66	»	»
Sulfate de potasse.	SO^3,KO	4,33	3,86	»	»
Sulfate de soude	SO^3,NaO	»	»	5,20	3,20
Carbonate de soude..	CO^2,NaO	»	»	»	»
Carbonate de chaux.	CO^2,NaO	»	»	«	»
Résidus terreux.	»	»	»	»	1,00

1. Cependant le sulfate de fer a une action certaine (Voir (70) et (80)) : elle est insuffisante; elle ne le serait probablement point, s'il s'agissait de sulfure d'argent, au lieu de chlorure.

	SEL DE L'ÉTANG DE PÊNON BLANC. (PRÈS ZACATECAS.)				Sel de l'étang del Moro.	Sel de l'étang de Santa Clara.	OBSERVATIONS.
	Sal tierra de 1re classe.	Sal tierra de 2e classe.	Sal tierra généralement employé pour magistral	Sel blanc cristallisé.			
Chlorure de sodium. .	56,23	27,50	27,50	93,21	48 »	91,21	Ces analyses sont de Stangenberg (1856), excepté les deux premières, qui sont de Bibra.
Bromure de sodium. .	»	»	»	»	»	»	
Chlorure de magnésium	»	»	»	»	»	»	
Sulfate de magnésie. .	»	»	»	»	»	»	
Sulfate de chaux.. . .	»	»	»	»	»	»	
Sulfate de potasse. . .	»	»	»	»	»	»	
Sulfate de soude.. . .	4,27	3,25	2,84	2 »	50 »	»	
Carbonate de soude. .	2,50	6,25	7,50	2,29	40 »	5,79	
Carbonate de chaux. .	17 »	6 »	3,50	1 »	4 »	0,75	
Résidus terreux. . . .	20 »	56,50	58,56	1,50	3 »	2,25	

227. Le sel des lacs ou étangs salés varie de composition, comme on voit, suivant les localités : la récolte se fait sous forme de terres contenant 50 à 52 pour 100 de sel et appelées *saltierra*[1]. Ce produit est d'inférieure qualité, à cause des éléments étrangers qu'il comporte : il coûte le transport de matières inertes, ce qui souvent met cette terre salée à un prix plus élevé que ne serait celui du sel pur. C'est pour cette raison que la pratique de chlorurer les *lamas*, ou tourtes qui n'ont pas encore reçu de mercure, avec la *saltierra*, tend à disparaître dans les haciendas, et qu'on lui substitue aujourd'hui presque généralement le sel marin, plus ou moins pur, à 90 et 95 pour 100 de chlorure de sodium environ, acheté sur analyse. La *saltierra* n'est donc plus transportée autant que jadis aux haciendas, et sur les lieux de production du sel, on s'applique à cristalliser le chlorure, en faisant l'attaque par l'eau et l'évaporation naturelle ou artificielle de la dissolution.

La *saltierra* se divise en deux classes : la *saltierra* et la *harina de mar* ou *tequezquite :* cette dernière est une matière pulvérulente blanche qui, dans les plaines arides et marneuses, surtout près du littoral maritime, couvre de vastes étendues de sol d'une espèce de neige fine, surtout au moment des sécheresses. C'est le résultat de l'évaporation de sels de soude, déposés par les eaux à la surface du sol et qui deviennent manifestes par efflorescence. On retrouve du reste cette même farine sur tout le littoral méditerranéen d'Espagne et d'Afrique. Sa composition démontre qu'elle est assez pauvre en chlorure de sodium, et qu'elle est surtout constituée de carbonate de soude. Aussi, les mélanges faits avec cette espèce de sel, dont l'action dans l'amalgamation est, sinon nulle, du moins peu efficace, en comparaison de l'action du chlorure de sodium, ont-ils aujourd'hui presque disparu, depuis qu'on essaye rigoureusement pour le chlore contenu le produit salin apporté aux haciendas par les muletiers.

1. Voir le beau travail de M. Maxwell Lyte dans l'Encyclopédie anglaise de M. Spoon, sur le *Sel*.

Voici pour la tequezquite du lac *Salado*, près Fresnillo, une analyse de Berthier qui met en évidence le fait :

Chlorure de sodium.	ClNa	4,50
Carbonate de soude anhydre	CO^2,NaO	51,60
Sulfate de soude anhydre..	SO^3,NaO	15,30
Eau.	HO	24,60
Résidus terreux.		3 »

§ III. DE QUELQUES AUTRES RÉACTIFS MÉTALLURGIQUES.

1° Acide acétique.

228. L'acide acétique commercial ou pyroligneux (vinaigre) a une densité, à 18°, de 1,063, qui augmente graduellement jusqu'à 1,079, lorsqu'on ajoute de 9 à 29,06 pour 100 d'eau; mais le maximum de densité s'arrête à ce terme (3 éq. d'eau pour 1 éq. d'acide acétique anhydre). L'acide acétique distille; il émet des vapeurs qui s'enflamment à l'approche d'un corps en combustion et brûle avec une flamme bleue.

L'acide commercial à 7°, saturant pour 100 parties autant de soude que 7 d'acide sulfurique concentré, se fabrique en grand, en décomposant le bois en vase clos, à la température rouge, d'où lui vient le nom d'acide pyroligneux. Les bois durs, contenant moins de matière incrustante que les bois légers, produisent 4 pour 100 d'acide acétique, tandis que les bois mous n'en fournissent que de 3 à 3,5 pour 100.

229. L'acide acétique est essayé à l'acétimètre ordinaire, à l'aide de la teinture de tournesol et d'une dissolution titrée d'ammoniaque ou de soude caustique. On achète l'acide pyroligneux dans le commerce généralement à 7° Baumé, et, s'il atteint ce degré, à 15° de température (on se sert pour cela d'un pèse-vinaigre spécial), le mètre cube (1000 litres) pèse 1050 kilogrammes, et tient 38 pour 100 d'acide acétique cristallisable.

Il faut bien vérifier s'il ne contient pas d'acide sulfurique ou d'autres corps étrangers, qui gêneraient dans les attaques industrielles et qui lui donnent de la densité : l'abondance des fumées blanches (caractéristiques de l'acide sulfurique), ou l'importance du résidu solide, lorsqu'on évapore à sec, dans une capsule de porcelaine, un peu de l'acide à essayer, rendent aisément compte du degré de pureté du produit.

Nous renvoyons, pour plus de détails et pour les autres acides employés dans la Métallurgie de l'Argent, aux traités spéciaux et à l'*Encyclopédie chimique*.

2° Iodure de potassium.

230. Nous aurons occasion de décrire plus loin le procédé de l'extraction de l'argent de matières très pauvres, provenant du travail du *purple ore* ou *blue belly*, résidus des pyrites de cuivre, après leur traitement pour soufre et cuivre. Ce procédé est dû à M. Claudet. Il repose, ainsi que nous l'avons indiqué, sur l'emploi de l'iodure

de zinc, qui lui-même est produit, dans le principe, par la décomposition de l'iodure de potassium, dans des circonstances spéciales, qui seront décrites lorsque nous nous occuperons de ce traitement.

L'iodure de potassium est un sel blanc, cristallisé, obtenu en saturant très exactement de l'iode par une dissolution de potasse : un léger excès de potasse rend le sel hygroscopique; un excès d'iode lui donne une couleur orangée. Le produit de cette saturation est un mélange d'iodure de potassium et d'iodate de potasse. On évapore à siccité ; on chauffe jusqu'à fusion dans un creuset et on coule en plaques : c'est de l'iodure de potassium sec. Si on veut l'avoir en cristaux, on redissout les plaques à chaud et on fait cristalliser : les cristaux sont égouttés et desséchés dans une étuve à courant d'air, donnant une température constante de 180°.

FIN DE LA PREMIÈRE PARTIE.

DEUXIÈME PARTIE.

TRAITEMENT PAR LE PLOMB OU LE SOUFRE DES MINERAIS NE TENANT NI PLOMB NI CUIVRE.

---

231. Nous diviserons cette Deuxième Partie en trois chapitres, savoir :

Chapitre I. Traitement par le plomb métallique.
Chapitre II. Traitement par les matières plombeuses non métalliques.
Chapitre III. Traitement par le soufre.

Chacun de ces chapitres se subdivise de la manière suivante :

CHAPITRE I. TRAITEMENT PAR LE PLOMB MÉTALLIQUE.

1re SECTION. § I. *Traitement des minerais ni plombeux ni cuivreux par le plomb métallique, sans fusion des gangues.*

§ II. *Traitement des mattes crues, par le plomb métallique, sans fusion.*

2e SECTION. § I. *Traitement des minerais ni cuivreux ni plombeux par le plomb métallique, avec fusion des gangues.*

§ II. *Traitement des mattes crues par le plomb métallique, avec fusion de la matte.*

CHAPITRE II. TRAITEMENT PAR LES MATIÈRES PLOMBEUSES.

1re SECTION. PAR VOIE SÈCHE.

§ I. *Traitement des minerais par la litharge, minium, carbonate de plomb, scories, etc., par voie de fusion.*

§ II. *Traitement des mattes crues par les mêmes substances.*

2e Section. Par voie humide.

§ I. *Traitement des mincrais par le sulfate de plomb, le chlorure de plomb, l'acétate de plomb, etc.*

§ II. *Traitement des mattes crues par les mêmes substances.*

CHAPITRE III. PAR LE SOUFRE.

1re Section. § I. *Traitement des minerais d'argent par la fonte crue (en allemand : Roharbeit).*

2e Section. § I. *Traitement ultérieur auquel sont soumises les mattes crues.*

CHAPITRE PREMIER.

TRAITEMENT PAR LE PLOMB MÉTALLIQUE.

232. Dans les Préliminaires, nous avons indiqué que nous ne nous occuperons que des minerais non plombeux et non cuivreux.

Ces minerais peuvent se diviser en trois catégories :

A. *Minerais riches*. Argent natif; Sulfures, antimoniures, arséniures d'argent, etc., dépassant une teneur de 10 à 40 pour 100 d'argent.

B. *Minerais moyennement riches*. Les mêmes matières, au-dessous de 10 pour 100 et au-dessus de 0,15 pour 100 d'argent.

C. *Minerais à basse teneur*, appelés *Dürrerze* ou *minerais maigres*.

La méthode sans fusion, par *imbibition* comme on l'appelle en français (*eintränken*, en allemand; *leadsoaking*, en anglais), s'applique surtout à la première catégorie A.

La méthode de la fusion (coupellation, scorification et fonte) s'applique surtout à la seconde catégorie B, qui est aussi traitée quelquefois par voie humide, dans certaines usines.

Enfin la méthode du soufre ou de la *fonte crue* (Roharbeit), par laquelle on traite, sans l'aide de matières plombeuses, pour sulfure de fer argentifère ou *matte crue*, les minerais argentifères surtout pyriteux, s'applique principalement à la troisième catégorie C, dont les produits passent cependant quelquefois à l'état de mélanges par les deux premières méthodes.

Il est fréquent en effet que les trois méthodes métallurgiques ci-dessus citées empiètent les unes sur les autres, c'est-à-dire qu'on passe des mélanges de minerais, appartenant partiellement aux trois catégories, dans l'une quelconque des trois méthodes, lorsqu'il n'existe point de stock suffisant pour faire une campagne séparée et spéciale pour chacune d'elles, ou lorsque les installations d'usines sont incomplètes ou insuffisantes, ou bien encore quand les gangues de certains lots de minerais sont favorables à la composition des lits de fusion.

PREMIÈRE SECTION.

TRAITEMENT DES MATIÈRES D'ARGENT PAR LE PLOMB MÉTALLIQUE, PAR IMBIBITION, SANS FUSION.

§ I. MINERAIS.

233. L'opération s'applique à des minerais tenant de 10 à 80 pour 100 d'argent, mais plus spécialement aux minerais très riches contenant ce dernier métal surtout et presque exclusivement à l'état *natif*.

On trempe à cet effet le minerai dans du plomb, fondu dans un chaudron, à une température au-dessus de 500°, dans le but de séparer l'argent métallique de la gangue, par dissolution dans le plomb : celle-ci remonte à la surface du bain. On mélange quelquefois le minerai intimement avec une certaine quantité d'agglutinant : brai ou goudron ; chaux, à l'état de lait épais ; argile, en bouillie claire. Après séchage, on fait descendre la matière dans le bain, à l'aide de la cuiller ou de l'écope qui sert à faire la charge du minerai, ou bien encore, on laisse tomber le bain de plomb fondu sur un mélange du minerai et de flux, dans un chaudron de fonte chauffé au rouge sombre.

Les crasses sont enlevées à l'écumoire, aussitôt qu'elles atteignent une certaine épaisseur, et elles sont envoyées en général au four à manche pour un repassage, car le dépouillement est loin d'être complet. Le plomb d'œuvre, enrichi à 6 ou 7 % environ et rarement au maximun de 17 pour 100, est livré aux pattinsonneurs ou aux coupelleurs. (Voir Désargentation des plombs.)

Il est bien difficile de dépouiller de la sorte l'argent du minerai, surtout si le plomb n'atteint pas une assez haute température (600 à 650°), capable de produire au moins un ramollissement des gangues et l'imbibition à peu près complète du métal argent : cela est encore plus difficile lorsque le minerai, outre l'argent natif, contient des sulfures, antimoniures, etc., et surtout des minerais de cuivre, qui sont un obstacle sérieux à la réussite de ce genre d'opération.

On place souvent alors le mélange dans l'avant-creuset d'un four à manche ou encore dans le bassin de réception, un peu avant la coulée du plomb réduit dans le four. Dans le premier cas, on dégage un peu la base de la poitrine du four (*bigote*, en espagnol), pour laisser agir le vent et la flamme sur la matière ; dans le second cas, en laissant tomber un jet incandescent, à 800 ou 900°, sur la charge, au moment de la coulée : il se produit alors une dissolution plus rapide et plus complète de l'argent : on remue vivement avec un ringard terminé en spirale (Hongrie) et la manipulation s'achève par un perchage au bois (*poling*).

§ II. TRAITEMENT DES MATTES CRUES PAR LE PLOMB MÉTALLIQUE, SANS FUSION.

234. Les opérations que nous venons d'indiquer ne peuvent guère s'appliquer qu'à des minerais contenant fort peu d'argent à l'état de sulfure, l'argent natif seul se dépouillant suffisamment bien : c'est pour cette raison que les mattes crues argen-

tifères, dans lesquelles l'argent est à l'état de sulfure, ne réussissent pas à se désargenter convenablement, ni au chaudron, ni à l'avant-creuset, ni au bassin de réception des fours à manche ou à réverbère : aussi la plupart des tentatives faites surtout en Espagne, dans cette voie, ont dû être abandonnées, pour la raison indiquée, malgré la rapidité et l'extrême facilité de réalisation que présente indubitablement ce genre d'opération.

Disons en passant que le nom de *mattes crues* s'applique exclusivement aux produits sulfurés artificiels obtenus aux fours de fusion, par la réaction du soufre sur le fer, donnant lieu à la formation de sulfures de fer très liquides, dissolvant l'argent enlevé aux minerais non plombeux et non cuivreux, où il se trouve également à l'état de sulfure d'argent.

C'est au chapitre III que le lecteur trouvera les détails de l'opération métallurgique — *fonte crue* (Roharbeit) — qui les produit.

DEUXIÈME SECTION.

TRAITEMENT DES MATIÈRES D'ARGENT PAR LE PLOMB MÉTALLIQUE, PAR VOIE DE FUSION.

235. On opère au creuset, à la coupelle et au four à manche ou au réverbère, par cette méthode.

§ I. MINERAIS.

A. **Fonte au creuset.**

236. Dans certains ateliers, on charge dans des creusets en graphite ou en terre réfractaire, le minerai d'argent mélangé à des proportions variables de flux : borax, potasse, soude, verre pilé, etc., et de plomb en grenailles; l'opération est en réalité alors une fonte véritable sur une petite échelle ; car les scories doivent être liquides, pour se dépouiller suffisamment du métal fin par l'écumage. La charge de plomb nouveau est renouvelée chaque fois qu'il atteint une teneur qui varie de 7 à 30 pour 100 d'argent.

Le quadruple procédé d'imbibition que nous avons indiqué (chaudrons, avant-creuset, bassin de réception et creuset) a été pratiqué longtemps et à tour de rôle dans les usines de Aguilas, Villaricos, Palomares et Cuevas, etc., aux minerais d'argent natif fort riches (de 70 à 80 pour 100 d'argent) provenant des mines de Herrerias, situées au pied du Jaroso (Sierra Almagrera, province d'Alméria, Espagne) et dont nous avons parlé (56). Les mines : Atrevida, Tres Amigos et surtout Virgen de Guadalupe ont fourni des quantités remarquables et certainement bien inattendues d'argent natif à leurs propriétaires, pendant une période, qui a commencé vers 1865 et paraît à peu près terminée maintenant. Des quantités variables d'ar-

gent natif sont toutefois extraites encore aujourd'hui de ces mines et de quelques-uns qui les avoisinent; mais on ne pratique plus guère aujourd'hui les opérations indiquées ci-dessus, à cause de la difficulté d'avoir des stocks de matières riches suffisamment abondants pour faire une campagne ou même une opération suivie. On procède alors par voie de fusion dans le four à manche même, ainsi qu'il sera indiqué plus loin à l'article C.

257. L'opération du creuset est également en usage encore au Mexique, où les flux sont, suivant les usines : le borax, le fer métallique, la potasse, la soude, le verre et la litharge. Le fer est nécessaire surtout pour enlever le soufre présent à l'état de sulfure d'argent; le cuivre rend la réaction moins facile, comme il a été dit.

Le même procédé du creuset est, paraît-il, suivi en Chine. Il n'est du reste au fond qu'une forme du raffinage de l'argent.

B. **Fonte par scorification, à la coupelle ou au réverbère.**

258. A Kongsberg, comme auparavant dans le district précité de Sierra Almagrera, on faisait autrefois la fonte des minerais riches à 90 pour 100 d'argent natif et contenant une proportion assez importante de mercure, au creuset, avec des flux. Le creuset était en graphite ou en terre réfractaire et recevait une charge de 150 kil. de minerai riche, mélangé avec 5 pour 100 de fer, en limaille ou en fil; 1 pour 100 de borax, et 5 pour 100 de quartz ou sable siliceux. La fonte s'exécutait à haute température, toutes scories liquides, dans un four à vent.

Aujourd'hui on soumet directement les minerais riches au raffinage de l'argent, dans un fourneau à réverbère à sole mobile; on opère comme au creuset, mais sur 1000 kil. à la fois, avec du fer en fil et 0,66 pour 100 de plomb granulé, le tout saupoudré de litharge avant la fonte; de temps en temps on ajoute sur le bain de la chaux vive, pour solidifier la scorie qu'on enlève, lorsqu'elle s'est accumulée en quantité suffisante.

259. Nous avons décrit le raffinage de l'argent, qui est une coupellation prolongée et rentre dans le travail des fours à réverbère. A propos de Kongsberg, nous avons indiqué que le four à coupelle est à sole mobile et que l'air lancé est chauffé; il en résulte une économie de combustible compensée par une plus grande volatilisation du métal, due à la présence du mercure. Nous avons dit que, pour éviter la difficulté de la refonte des fonds de coupelle d'os ou de marne ou de cendres de fougère, si réfractaires à la réduction du plomb, on construit la sole (qui est alors plus aisément traitable à la fonte) en cuivre noir pulvérisé, mélangé à de l'argile ou en scories de puddlage de fer. Le rapport de M. David Forbes publié par M. Percy indique que la sole est actuellement composée de 5 parties de calcaire siliceux non cristallin et 1 p. d'argile plastique. Nous avons également dit que l'argent raffiné, primitivement lingoté à la cuiller, est actuellement coulé directement dans les lingotières, grâce à un petit appareil élévatoire, qui permet d'incliner lentement la sole mobile et de la vider directement par un trou de coulée dans les lingotières.

Le mercure contenu (2 pour 100 environ) dans le minerai d'argent de Kongs-

berg ne se volatilise qu'à une assez forte température; il entraîne de l'argent en vapeur et en quantité non négligeable.

Du reste le tableau synoptique de la page 38, où nous avons réuni les usines qui emploient des méthodes diverses de raffinage, donne divers détails pour d'autres établissements, où l'on exécute aussi l'imbibition dans l'opération du raffinage.

240. La pratique actuellement la plus courante pour le traitement des minerais riches est la *scorification* par le plomb [également appelée *eintraenken* (allem.)] (252), soit dans un four à réverbère, soit dans un four à coupelle, soit aux fours de raffinage d'argent : on peut alors traiter les minerais qui, outre l'argent natif, contiennent des sulfures, antimoniures, arséniures, etc., d'argent.

Le soufre, l'antimoine et l'arsenic volatilisés partiellement et empâtés surtout dans les litharges (oxydes de plomb) formées sous le vent des tuyères, s'écoulent dans les *abstrich* et *abzug* de l'opération.

Nous nous abstenons de donner ici des détails de manipulation, qui sont fournis dans la *Désargentation des plombs*, aux chapitres : Coupellation, chap. II, 1re section, art. (251) à (290).

On a toutefois soin d'arrêter le vent, lorsqu'on fait la charge d'argent, et de ne le donner que lorsque la masse a reçu un coup de feu, de manière à bien empâter les matières semi-fluides débarassées d'argent. A Kongsberg, pendant des siècles, on a fait longtemps la scorification au réverbère, même sur les matières argentifères les plus pauvres, mélangées de limaille de fer et avec addition de litharges, jusqu'à disparition des impuretés : ce n'est que postérieurement qu'on a pratiqué l'opération au creuset et finalement celle du raffinage.

241. En Amérique, cette scorification a eu lieu également dès les premières années de l'exploitation espagnole. Une description d'Alonzo Barba, avec planches, remontant à l'an 1640 (*Arte de los metales*), en donne tous les détails, avec une grande précision; l'auteur à cette époque appliquait sa méthode en Bolivie. C'est par ce livre que l'Europe a connu la méthode américaine au mercure. L'imbibition par scorification demeure en usage encore dans presque tous les établissements d'amalgamation du nouveau continent, pour les minerais les plus riches ; car on ne soumet en général au travail mercuriel que des minerais de moyenne ou faible teneur en argent. Ainsi la grande masse des minerais amalgamés au Pérou et en Bolivie ne dépasse pas en richesse 1290 à 2400 grammes d'argent à la tonne et même, à cause de la grande dépense en mercure définitivement perdu, les minerais de moindre teneur sont fréquemment abandonnés (les *bronces* ou pyrites par exemple). Au Mexique, dans les principaux et dans les plus célèbres établissements d'amalgamation, tels que ceux des environs de Guanaxato, Zacatecas, Pachuca, San Clemente, Fresnillo, la Sauceda, etc., tous les minerais riches *negros* sont fondus par scorification : les autres, la grande masse, passent à l'amalgamation. Il n'est donc pas exact de croire que l'extraction de l'argent américaine est purement basée sur le mercure.

242. A Freiberg, où la scorification, sous le nom de *eintrœnken*, est toujours fort courante, la charge pour minerais riches se fait à la coupelle, avec le baril en bois même qui contient les minerais riches et qui alors est brûlé dans l'intérieur du four. Lorsque la masse est suffisamment fluide et bien dépouillée des globules métal-

liques, qui doivent se réunir dans le bain de plomb sous-jacent, on arrête de nouveau le vent et on nettoie la surface du plomb avec un petit billot de bois, fixé à la pointe d'un ringard recourbé (Voir fig. 70, art. 270, *Désargentation des plombs*).

C. **Fonte au four à manche.**

243. Aujourd'hui on passe généralement les matières moyennement et peu riches au four à manche.

Sauf de rares exceptions pour les minerais très riches, qui sont alors traités de la façon que nous venons de le dire, les minerais moyennement riches sont chargés directement au four à manche où à cuve, par doses assez petites, soit dans des sacs en toile ou en spart, soit dans des caisses en bois ou dans des petits tonneaux, où on les a préalablement mélangés à de la grenaille de plomb. Lorsque le four est en très bonne marche, on fait le chargement.

Cette opération est alors une fonte plombeuse, dont les manipulations et détails rentrent dans la Métallurgie du plomb, à laquelle nous renvoyons le lecteur.

La plupart du temps, cette opération se fait, plutôt avec des matières plombeuses (oxydes, litharges, etc.), toujours abondantes dans les usines à plomb, qu'avec le plomb métallique, chargé sous forme de crasses, écumes ou saumons métalliques : les détails spéciaux à la fusion des matières argentifères en dehors des données générales de la fonte ordinaire pour plombs, plus ou moins argentifères, se trouveront consignées plus loin, au chapitre II.

§ II. MATTES CRUES.

244. A. **Fonte au creuset.** B. **Fonte à la coupelle ou au réverbère.**

Ces deux genres d'opérations ne sont guère appliquées aux mattes.

245. C. **Fonte au four à manche.**

Les mattes fondues sont généralement traitées au four à manche par imbibition, dans l'avant-creuset ou dans le bassin de réception, ou dans un foyer à part comme les minerais.

On a cherché à leur appliquer une imbibition spéciale par le plomb métallique au four à manche, connue sous le nom de fonte *hydrostatique* qui, après avoir été préconisée quelque temps, a dû finalement être abandonnée : elle consiste dans un agencement de la poitrine à double paroi, qui force les matières fondues à traverser une colonne de plomb déjà emmagasiné par la fonte.

Les détails que nous avons donnés sur le traitement des minerais par l'imbibition à l'avant-creuset, ou au bassin de réception, sont applicables aux mattes crues : la différence ici, c'est que la matte à désargenter est fondue d'avance et souvent traitée dans le four même où s'est faite la fonte crue.

246. A Nagybanya (Hongrie), le traitement par imbibition de mattes crues argentifères à l'avant-creuset était autrefois conduit de la façon suivante [1] :

1. Centner = 50 kilog.; 1 loth = 31g,12.

12 centner, soit $0^t,60$ de mattes crues, réunies et contenues dans l'avant-creuset, à la suite d'une fonte crue de 5 T. de pyrites aurifères, recevaient, avant la coulée dans l'avant-creuset, une charge de plomb en saumons de 4 à 6 % du poids approximatif de la matte. Le plomb se trouvant à la température voulue, on faisait la coulée des deux produits dans le bassin de réception. La matte, surnageant le plomb, était enlevée en plaques ou disques ronds de 2 à 3 centimètres d'épaisseur, à mesure de leur solidification : elle perdait, en les cédant au plomb, en moyenne la moitié de sa teneur en argent et les deux tiers de sa teneur en or.

La désargentation était incomplète, car la matte retenait encore de $1^k,240$ à $5^k,720$ d'argent à la T. Les proportions relatives d'argent et d'or retenues par la matte désargentée variaient du reste avec la profondeur à laquelle on la puisait, c'est-à-dire avec sa proximité au bain de plomb : les disques voisins du plomb étaient plus pauvres en argent et en or que ceux du haut, qui étaient en contact moins prolongé et moins immédiat avec le dissolvant. Le plomb était d'ailleurs riche à 12^{kg} à la T.

247. A Kongsberg (Norwège) et à Zancudo (Colombie), on pratique également avec la matte crue argentifère l'imbibition au bassin de réception ; mais le plomb n'est incorporé qu'après la coulée de la matte. A Zancudo, on favorise l'imbibition, en ajoutant au plomb métallique des litharges et des fonds de coupelle.

A Kongsberg, le traitement est assez compliqué : la matte crue d'une première fonte, qui en fournit 15 à 17 % de la charge de minerai, ne tient pas au delà de $3^{kg},100$, type d'enrichissement auquel on s'arrête, afin d'avoir une scorie suffisamment pauvre pour être rejetée. La matte est grillée à trois reprises, puis soumise à une refonte qui fournit une matte concentrée, tenant 20 à 25^{kg} d'argent à la tonne. C'est cette matte qui est traitée par imbibition dans le 1/10e de son poids de plomb pauvre, lequel s'enrichit à 10^{kg} d'argent à la tonne. La matte retient encore de $0^{kg},500$ à $1^{kg},500$ d'argent et subit un traitement ultérieur pour matte de plomb et cuivre.

A Zancudo, la première fonte crue se pratique au réverbère ; elle fournit une matte crue, qui est grillée et refondue, pour la concentrer en argent, dans un four à cuve ; au sortir de ce four, la matte tombe dans le bassin de coulée sur un bain de plomb mélangé de litharge et quelque peu de fonds de coupelles. Les proportions adoptées sont : 50^{kg} de litharges, etc., et 31^{kg} de plomb par 300^{kg} de mattes. On ajoute encore, après la coulée, 30^{kg} de matières plombeuses ; on fait un perchage énergique. La matte appauvrie retourne, après grillage, à des opérations ultérieures pour plomb. Le plomb d'imbibition est argentifère et aurifère. On estime la perte en argent dans cette opération à 3,55 % du contenu primitif de la matte et la perte en plomb, à 23,86 %.

248. M. Tessié du Mothay a proposé comme traitement des mattes crues (provenant d'une fonte crue) une refonte des mattes en présence d'un excès de silice, pour les convertir en silicates ou scories argentifères et aurifères ; au moment de la coulée, ces scories sont reçues dans un bain de plomb, avec brassage énergique. Le plomb est coupellé comme à l'ordinaire ; la scorie, riche en métaux divers, est retraitée pour cuivre, qu'on sépare par le soufre, et finalement pour plomb laque, avec élimination ultérieure de l'antimoine.

249. En Hongrie, d'après M. Wehrlée[1] et d'après les *Notes sur le traitement des minerais auro-argentifères dans la Basse-Hongrie* de M. Grüner[2], l'opération dans le bassin de réception se fait encore aujourd'hui de la manière suivante : le plomb d'imbibition est fondu d'avance dans le bassin de réception, sous une couche de charbon de bois incandescent; sur le brasier de charbon, on fait la coulée d'une partie de la matte, en brassant vigoureusement avec un ringard terminé en spirale, puis on prélève, lors de sa solidification, avec une fourche, un pain de matte désargentée; on recommence aussitôt le brassage pour produire un nouveau pain et on prélève de la sorte successivement et jusqu'à épuisement, en ayant soin de ne pas découvrir totalement le bain de plomb, sur lequel on laisse une mince pellicule de matte protectrice contre la volatilisation du métal incandescent. Après un repos de vingt minutes, l'opération est recommencée, avec le même plomb, avec une nouvelle charge de matte amenée, en débouchant de nouveau le trou de coulée. Le plomb nécessaire à l'imbibition est de 42 à 55 % du poids de la matte crue à traiter, suivant la teneur de cette dernière, qui varie de 12 à 21^{kg} d'argent par tonne. La durée totale de cette manœuvre est de 8 heures; on obtient à la fin un plomb d'œuvre assez riche pour la coupelle.

Quant à la matte désargentée, elle contient encore de 8 à 13^{kg} d'argent par tonne; elle est transmise à un traitement ultérieur de grillage et de refonte avec des minerais nouveaux.

250. A Kolywan (Altaï), deux fours à manche, marchant en fonte crue, sont desservis par un petit foyer spécial de 1^{m},40 de diamètre et 0^{m},90 de profondeur, placé dans leur voisinage, muni de trois tuyères et garni de charbons ardents. La coulée se fait dans ce foyer, par charge de 2 tonnes environ de matte crue, tenant 160 à 200^{gr} d'argent par T. Lorsque la quantité voulue de matte a été réunie dans ce fourneau, on incorpore 5 à 10 % de fonte grenaillée ou en fragments, qui favorisent la séparation de l'argent de la matte dans le plomb; puis, on recouvre le bain de charbons, sur lesquels on charge le premier quart de la dose de plomb d'imbibition, d'un poids de 820^{kg} environ et qui est calculé aux 25 % de celui de la matte à désargenter. Le plomb tombe en gouttelettes fines à travers le charbon, puis à travers la matte, qu'il désargente au passage *per descensum*, et vient occuper le fond du creuset.

On lingote le plomb argentifère, après un perchage au bois vert des plus énergiques : la première portion de ce plomb a une teneur de 5^{kg},30 de plomb à la tonne; la dernière portion, plus pauvre, est réservée pour recevoir une concentration d'argent nouvelle, à la prochaine opération, à laquelle la matte désargentée retourne, car elle retient encore de 250 à 540^{gr} d'argent à la tonne. Quant à la matte, elle ne retourne à la fonte pour matte crue que lorsqu'elle ne tient plus que 50^{gr} d'argent à la tonne.

251. Nous n'insistons point davantage sur les détails de cette opération d'imbibition qui, comme on le voit pour les mattes, se pratique *après fusion*; nous résu-

1. Lehrbuch der Probier and Hüttenkunde.
2. *Annales des Mines*, 1831, 3e série, p. 42.

mons dans le tableau suivant les données relatives aux diverses usines qui pratiquent, soit les opérations de l'imbibition au chaudron, au creuset, à l'avant-creuset ou au bassin de réception, d'un four à manche, plus rarement d'un four à réverbère, soit l'imbibition ou scorification à la coupelle.

USINES.	CHARGES DANS LE PLOMB d'imbibition. Au chaudron ou au creuset.	Dans l'avant-creuset ou au bassin de réception.	A la coupelle (Scorification).	TENEUR en argent du minerai ou de la matte.	FLUX ou fondants.	OBSERVATIONS.
A. **Imbibition des Minerais.**						
1. Aguilas, Cuevas, Villaricos, etc. (Espagne). Pérou, Bolivie, Mexique, Chine.	150kg	500kg	»	50 à 80 %	Borax.. 1 % Fer.. 3 % Quartz. 3 % »	Aujourd'hui au four à manche.
2. Kongsberg (Norwège)	150kg	»	1000kg	»	Mêmes doses que ci-dessus à peu près, avec chaux.	Au creuset autrefois. Aujourd'hui, par raffinage direct à la coupelle anglaise. Le minerai contient du mercure.
3. Andreasberg (Hartz)	»	»	50 à 100kg	10 %	5 T.Pb	
4. Lautenthal (Hartz)	»	»	175 à 200kg	»	6 T.Pb	Crasses zingeuses oxydées de la désargentation des plombs.
5. Freiberg (Saxe)	»	»	50 à 100kg	»	5 T.Pb	Comme à Andreasberg, les barils de minerai riche sont chargés dans le four.
6. Poullaouen (France)	»	»	Quantités variables; par raffinage.	2 % (d'argent natif, sulfure, surtout chlorure).	»	Terres rouges, à gangue d'oxyde de fer. L'usine ne fonctionne plus.
7. Californie		Comme à Poullaouen jadis.			»	Le minerai contient fréquemment du tellurure d'argent.
B. **Imbibition des Mattes crues.**						
8. Kongsberg (Norwège)	»	2000kg	»	25 à 26kg à la T.	200kg Pb	Au bassin de réception.
9. Nagybanya (Hongrie)	»	»	»	»	»	
10. Basse-Hongrie	»	2000kg	»	12 à 21kg à la T.	1000kg Pb	
11. Zaneudo (Colombie)	»	300kg	»	»	31kg Plomb 80kg litharges et fonds de coupelle.	Au bassin de réception.
12. Kolywan (Altaï)	»	2kg,500	»	16 à 20kg à la T.	820kg Pb 140 à 250kg fonte.	

CHAPITRE DEUXIÈME.

TRAITEMENT PAR LES MATIÈRES PLOMBEUSES NON MÉTALLIQUES.

PREMIÈRE SECTION.

PAR VOIE SÈCHE. — TRAITEMENT DES MATIÈRES D'ARGENT PAR LA LITHARGE, MINIUM, CARBONATE DE PLOMB, SCORIES PLOMBEUSES, ETC.

252. Dans les appareils (four à manche ou à cuve) où se fait la fusion des minerais riches en argent, le plomb d'imbibition n'est pas toujours à l'état métallique exclusivement (ce dernier est mêlé à des litharges, comme à Zancudo); les matières plombeuses, qui sont ajoutées comme flux au minerai, sont la plupart du temps ajoutées au lit de fusion même; elles fournissent en réalité du plomb métallique, à l'aide des réactions chimiques de la fonte, calculé en suffisante quantité pour dissoudre largement l'argent. Ce sont presque toujours des matières plombeuses *oxydées* qu'on choisit, pour pourvoir au métal dissolvant, par la réduction de l'oxyde de plomb en présence du charbon ou combustible (coke); rarement on emploie des galènes ou des mattes plombeuses, qui, lorsqu'elles sont prises pour cet objet, sont également réduites à l'état de plomb métallique, soit par le fer métallique (fonte de précipitation), soit par des minerais de fer. Les galènes, en se réduisant en présence du charbon, et à la haute température fournie par le vent des tuyères, donnent leur soufre au fer et forment alors une matte et du plomb d'œuvre argentifère réduit.

253. On estime, dans les fonderies espagnoles, qu'un quintal de plomb (46 kilogrammes) dissout aisément 10 onces espagnoles ($287^{gr},50$ d'argent), soit 6 à 7 pour 1000.

Les fondeurs de Carthagène, Aguilas et Sierra Almagrera calculent qu'il ne faut pas dépasser 12 onces, soit $7^{kg},50$ par 1000 kilogrammes (3/4 pour 100); on peut cependant (nous l'avons fait en Estramadure), avec de bons ouvriers et en bonne marche, doubler ce type d'argent dans le plomb, sans augmenter la perte normale.

254. Dans l'usine du marquis d'Almanzora, l'un des propriétaires de la mine Union de Tres, à Herrerias, le travail d'incorporation de l'argent natif au four à manche est assez fréquent maintenant encore.

A Andreasberg, les minerais riches, provenant pour la plupart d'Amérique,

reçoivent au four à manche un traitement un peu différent, suivant qu'ils contiennent de l'or en même temps que de l'argent. La règle suivie pour la fonte, afin d'avoir un lit de fusion assez riche en plomb, dans lequel les métaux précieux soient suffisamment couverts, consiste dans l'introduction des matières plombeuses dans les proportions que nous allons indiquer.

Pour une teneur de minerai d'argent de 0,2 à 0,50 pour 100 d'argent, on s'arrange à obtenir du plomb à 0,50 pour 100 d'argent.

Pour une teneur de 0,50 à 1 pour 100, on produit du plomb à 1 pour 100 d'argent.

Pour une teneur de 1 pour 100 et au-dessus, on cherche à obtenir du plomb à 2 pour 100 d'argent.

Les matières plombeuses sont ajoutées en conséquence, suivant chaque cas particulier.

Dans ces divers cas, elles ne sont plus de la grenaille de plomb, ni des crasses métalliques d'écumage; on se sert plus volontiers de la masse courante des produits oxydés intermédiaires ou secondaires de l'usine à plomb, fournis par les appareils de la coupellation, du pattinsonnage ou de zingage (Voir *Désargentation des plombs*), tels que : litharges, *abstrichs, abzugs,* fonds de coupelle, crasses de réduction, crasses noires, crasses riches zingueuses, mattes grillées plombeuses, scories plombeuses ou plombo-cuivreuses, etc., qui aident à la fonte ou qu'on réalise alors par la même occasion. On se sert de minerais oxydés surtout; cependant quelquefois les galènes sont employées, comme il a été dit, lorsque la méthode de fusion est celle de la fonte par précipitation. (Voir *Métallurgie du plomb.*)

255. A Andreasberg et dans diverses usines citées ci-après, on fait la fonte dans des fours circulaires à 4 tuyères, analogues au four castillan, représenté fig. 44, et dans lesquels, pour $6^t,6$ de mélange passées dans les 24 heures, on consomme 13 1/2 pour 100 de coke, quand la charge est exclusivement argentifère, et 13,88 pour 100, quand elle est en même temps aurifère.

Voici la composition des lits de fusion, dans les deux cas en question, pour l'usine d'Andreasberg (Hartz) :

	Lit de fusion argentifère.	Lit de fusion aurifère.
Minerai grillé.	d'argent : 100^{kg} tenant : { 0,2 à 0,4 % Ag. / 8 à 10 % Pb,As,Sb. / 5 à 10 % Cu }	d'or : 100^{kg}
Flux plombeux (litharges) et schlicks grillés, presque scorifiés. . .	75^{kg} (à 50 % Pb en moyenne).	50^{kg}
Scories cuivreuses. . .	20^{kg}	48^{kg}
Matte plombeuse grillée.	29^{kg}	31^{kg}
Scories plombeuses. .	287^{kg}	211^{kg}

Le résultat de l'opération est : du plomb d'œuvre à 0,50 pour 100 d'argent aurifère, qui est coupellé ou, s'il n'est pas assez riche, passé au zingage; une scorie et enfin une matte plombeuse, qui retient de l'or et plus volontiers de l'argent. Cette

matte est soumise à une concentration ultérieure avec les autres produits courants de l'usine : nous renvoyons pour ce travail ultérieur à la *Métallurgie du Plomb.*

Voici la composition chimique des scories provenant de la fonte, dans les deux cas de minerais cités, ainsi que de celles de la première concentration de la matte :

	SCORIES DU		Scorie du travail de la matte.
	Lit de fusion argentifère.	Lit de fusion aurifère.	
Silice (SiO^3)	0,90	42,40	30,15
Oxyde de fer (FeO)	24,60	13,07	38,50
Alumine (Al^2O^3)	15,30	19,50	15,90
Chaux (CaO)	8,80	12,60	10,03
Magnésie (MgO)	6,60	7,10	1,05
Oxyde de cuivre (CuO)	0,27	»	0,50
Oxyde de plomb (PbO)	1,25	1,20	3,55
Argent (Ag)	0,003	0,0025	0,003

La partie la plus riche des minerais est réservée pour être scorifiée, lorsqu'on passe le plomb d'œuvre à la coupelle.

256. Nous représentons (fig. 44) en coupe verticale, et (fig. 45), en coupe horizontale au niveau des tuyères, le four rond à 4 tuyères qui, pour l'opération que nous venons de décrire, est en usage en Espagne ; c'est, avec de légères différences de construction, le même appareil employé à Andreasberg.

L'opération se fait maintenant presque partout dans le four Rachette ou dans le four Pilz, là du moins où ces appareils sont installés et en marche. Ils sont généralisés aujourd'hui dans presque toutes les usines qui suivent les progrès modernes; comme ils admettent des variétés considérables de minerais dans les lits de fusion, ils sont fort avantageux et économiques lorsqu'il y a un fort roulement de production.

257. Ainsi, à Aguilas, l'ancienne usine de M. Figueras, aujourd'hui ingénieur et directeur général de la Compagnie d'Aguilas, exécute maintenant, simultanément dans les fours Pilz, les fontes des minerais très riches d'Herrerias et de la Sierra Almagrera, avec les minerais moyens des mines de Mazarron et les minerais pauvres de Bédar. Nous représentons (fig. 46) une coupe verticale du four Pilz de l'usine d'Aguilas, par lequel on a bien résolu le problème du traitement de minerais fort complexes. Les *appareils*, les *manipulations* et le *coût* de ces opérations sont étudiés dans la *Métallurgie du Plomb.*

258. A Altenau, on fait également une opération de ce genre, avec des minerais, assez riches en argent et en or, du Chili et du Mexique : ils sont fondus dans le four Rachette ou dans le four castillan circulaire à 4 tuyères.

Le lit de fusion se compose de :

Minerais américains (*Durrerz*, maigres) argentifères et aurifères.	100	kilog.
Mattes grillées plombeuses	80	—
Litharges	60	—
Scories diverses	20	—

Dans le four rond, dit castillan, à 4 tuyères, on passait auparavant, en 24 heures, de 7,5 à 8 tonnes du lit de fusion, qui fournit : du plomb d'œuvre ; une matte qu'on grille et concentre à plusieurs reprises ; et des scories, qui sont repassées, dans la même opération, lorsqu'elles tiennent encore suffisamment d'argent et d'or.

Nous n'insistons point sur les manipulations, qui sont de même nature que celles en usage pour le traitement des minerais ordinaires plombeux.

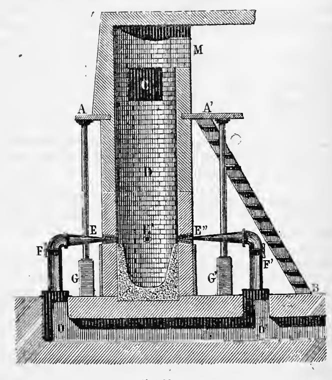


Fig. 44.

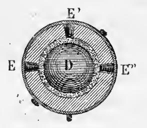


Fig. 45.

259. *Four castillan.* — M, geulard ; A', plancher du chargement. — A'B, escalier pour monter à la plate-forme. — C, carneau des fumées. — D, chemise intérieure du fourneau, en briques réfractaires. — E,E',E", tuyères du vent, en

communication, par la conduite souterraine OO′, avec le ventilateur soufflant, et par les tuyaux en fonte verticaux FO et F′O′. — F,F′, valves pour régler le vent.

AG, A′G′, colonnes en fonte qui soutiennent la hotte ou partie supérieure fixe du four à manche[1].

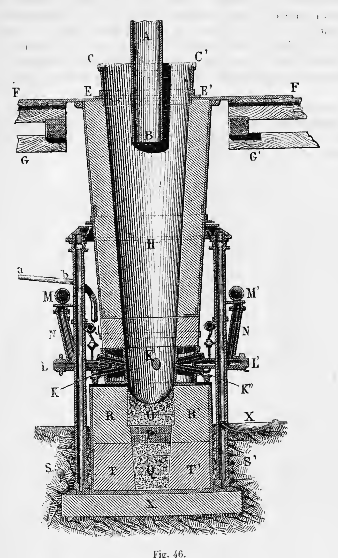


Fig. 46.

260. *Four Pilz.* — FF′, plate-forme ou plancher du chargement, soutenu par la charpente GG′. — AB, tuyau d'échappement des gaz à la galerie de condensation;

1. Le nom de four à manche vient des mots espagnols *horno de manga; manga* est le cylindre en cuir qui établit la liaison du tuyau F avec la buse en tôle de la tuyère, dans la plupart des fours à cuve espagnols : ce cylindre ressemble à la manche d'un habit, d'où le nom sans doute.

CC', couvercle mobile, qui s'élève pour le chargement et retombe, aussitôt la charge introduite. — Le four est soutenu par les colonnes creuses verticales. — MM', tuyaux du vent; NLN'L', circulation d'eau pour rafraîchir les tuyères K,K'K''; *ab*, tube adducteur; H, étalages du four; RR',TT', pièces en basalte servant de fondation au creuset; P, sole en briques, servant de base à la brasque et à l'argile damée pour former le creuset intérieur. — Q, couche de sable et de scories, reposant sur la plaque de fonte inférieure. — X, pierre dure supportant le tout, bien encastrée dans le terrain de l'usine S,S', et servant de fondation; X, bassin de coulée ou de réception pour le plomb et la matte, de $0^m,95$ de diamètre.

261. Le tableau suivant résume les circonstances locales et spéciales des opérations pratiquées dans diverses usines, qui traitent les minerais d'argent, souvent aurifères, très riches ou moyennement riches, par la fonte à l'aide de matières plombeuses.

	USINES	MINERAIS D'ARGENT traités	TENEUR	APPAREIL	PRODUITS	OPÉRATIONS ULTÉRIEURES	OBSERVATIONS
1	Aguilas et Herrerias. (Espagne).	Moyennement riche, souvent riche et quelquefois très riche en argent natif.	très variable de 0,085 à 3 kilog.	Four Pilz et four castillan.	Plomb d'œuvre et mattes.	Désargentation des Pb à l'étranger (Angleterre). Expédition des mattes à Stolberg (Prusse-Rhénane).	
2	Andreasberg (Hartz).	Minerais auro-argentifères (Voir 255).					
3	Altenau (Hartz).	Procédés semblables à ceux d'Andreasberg.					
4	Freiberg (Saxe).	Procédés semblables à ceux d'Andreasberg.					
5	Hongrie (Haute et Basse).	Procédés semblables à ceux d'Andreasberg.					
6	Allemont (France).	Procédés semblables à ceux d'Andreasberg.					
7	Brixlegg (Tyrol).	Minerais pyriteux d'or et d'argent, avec minerais d'argent (nickélifères, cuprifères et cobaltifères), grillés au réverbère.	variable	Four à cuve rond. 6 tuyères; $h = 6^m,30$ d = { au gueulard : $1^m,50$; aux tuyères : 1 ,20	Pb d'œuvre, speiss et mattes.	Coupellation pour Ag et Au. Concentration de mattes pour Cu argentif. avec litharges; les mattes sont désarg. par la voie humide (SO^3,HO)(V. *Désarg. des cuivres*).	Les speiss sont traités pour Ni et Co. Description du procédé par M. Bulling (*Die Montan Industrie in Tirol.* Vienne).
8	Californie.	Tellurure d'argent.		Grillage avec Pb au four à réverb. fonte au four à cuve avec minerais de fer, chaux et pyrites aurifères.			L'acide tellurique est volatilisé au grillage.
9	Wyandotte (Michigan).	Carbonate de chaux comme gangue et quelque galène.	3 %	Four à manche.	Mattes et Pb d'œuvre.	Grillage de la matte, concentration jusqu'à 14 % de Ni. Fonte au réverbère pour speiss (25 % Ni); imbibition pour Pb et désargentation par le procédé d'Augustin.	Description du Dr Percy et de *Berg und Hüttenm. Zeitung*. 1874.
10	Montezuma (Nevada).	L'analyse du minerai donne : PbO : 40,89; Sb^2O^3 : 51,94; Ag : 0,33; FeO : 0,60; HO : 4,58; Résidu : 1,66	· 0,33	Four à manche à 3 tuyères, passant 12 à 13 T par 24 heures, dit four Montezuma.	Plombs laques, raffinés au réverbère.	Coupellation du plomb raffiné à la coupelle anglaise.	Description et analyse de M. Hague. *Mining Industry.* Washington, 1870.
11	Mexique.	Procédés semblables à ceux de Andreasberg et Wyandotte.					
12	Colorado.	Procédés semblables à ceux de Andreasberg et Wyandotte.					

§ II. TRAITEMENT DES MATTES CRUES PAR LES MATIÈRES PLOMBEUSES NON MÉTALLIQUES.

262. Les mattes crues sont plutôt traitées par imbibition, c'est-à-dire par plomb métallique, ainsi que nous l'avons dit (245); toutefois, pour Zancudo, il y a addition de litharges. Les mattes sont cependant chargées quelquefois, après grillage complet, dans les lits de fusion de matières plombeuses ordinaires, c'est-à-dire en même temps que les minerais de galène argentifère. Soit qu'elles soient ainsi traitées crues, soit qu'il s'agisse de mattes plombeuses ou cuivreuses grillées ou non grillées, leur traitement rentre dans la *Métallurgie du Plomb et* dans celle *du Cuivre,* auxquelles il nous faut renvoyer le lecteur.

Les speiss argentifères sont en réalité des mattes de cuivre nickélifères et colbaltifères : c'est aussi à la *Désargentation des Cuivres* que le lecteur trouvera la monographie de leur traitement.

Voir aux **Notes finales** un tableau qui résume les opérations multiples du travail par lequel passent les mattes crues, pour arriver à l'extraction de l'argent qu'elles contiennent et diverses autres remarques sur cette métallurgie complexe.

DEUXIÈME SECTION

VOIE HUMIDE. — TRAITEMENT DES MINERAIS ET MATIÈRES D'ARGENT PAR LES MATIÈRES PLOMBEUSES.

Nous examinerons le traitement des minerais, dans un premier, et celui des mattes, dans un second paragraphe.

§ I. TRAITEMENT DES MINERAIS D'ARGENT (VOIE HUMIDE).

263. Il arrive fréquemment qu'au lieu de soumettre les minerais d'argent à basse teneur, à l'amalgamation ou à la fonte crue, ou à la fonte avec matières plombeuses, on les fasse entrer dans le traitement des minerais par la voie humide (dont nous parlerons avec quelques détails dans la Quatrième Partie de cet ouvrage), en leur incorporant au besoin un sel plombeux.

Ce sel, pour les traitements à l'acide sulfurique, est généralement du sulfate de plomb, dont on trouve d'assez grandes quantités, comme résidus de fabrication, dans certaines industries : par exemple, dans les teintureries, à l'état de reliquats du mordançage des étoffes par l'alun et l'acétate de plomb combinés, etc.

Pour les traitements à l'acide chlorhydrique, le sel incorporé au minerai est généralement du chlorure de plomb, quelquefois de l'oxychlorure de plomb, préparé par l'attaque directe de la litharge par l'acide chlorhydrique (procédé Leblanc).

Enfin, pour le traitement par l'acide acétique, le sel incorporé au minerai d'argent est généralement de l'acétate de plomb, provenant soit de l'attaque des crasses riches oxydées de la désargentation des plombs par le zinc et l'acide acétique (procédés Roswag), ou encore directement des usines qui fabriquent exclusivement le sucre de plomb.

Nous remettons à la *Quatrième Partie,* dans le but de ne point scinder en plusieurs tronçons la question du traitement par voie humide, les détails relatifs à ces procédés où les matières plombeuses auxiliaires sont ajoutées.

§ II. TRAITEMENT DES MATTES ARGENTIFÈRES (VOIE HUMIDE).

264. Ce que nous venons de dire pour les minerais s'applique également aux mattes argentifères, préalablement grillées *à mort,* dans le cas où les réactifs fondamentaux de la voie humide sont l'acide sulfurique, l'acide chlorhydrique et l'acide acétique, ou leurs succédanés. L'incorporation d'un sel plombeux, pour obtenir l'argent concentré dans le plomb argentifère, est un artifice assez courant, quand le plomb n'est pas présent dans la matte; l'incorporation se fait généralement après le grillage. Cette manière d'opérer n'est du reste qu'un cas peu fréquent et particulier du traitement des minerais et mattes d'argent par la voie humide. Ainsi qu'il a été dit plus haut, c'est dans la Quatrième Partie, que le lecteur trouvera réunis tous les procédés appliqués aux minerais et aux mattes par voie humide, et, parmi eux, ceux qui emploient comme auxiliaires les matières plombeuses (métalliques ou non métalliques).

FIN DE LA DEUXIÈME PARTIE.

TROISIÈME PARTIE.

TRAITEMENT PAR LE MERCURE OU AMALGAMATION.

---

265. Les nombreuses variantes de l'amalgamation constituent une étude assez compliquée, tant par la variété des minerais engendrant des réactions diverses et par suite des manipulations différentes, que par le grand nombre d'appareils employés et se modifiant avec les régions et les conditions locales. Cette partie de la métallurgie est née en Amérique ; elle y a pris un grand essor et une physionomie spéciale : le langage technique espagnol y est tellement généralisé du nord au sud, qu'il est bien difficile de se mettre au courant des pratiques de l'amalgamation, sans se familiariser avec les expressions relatives au travail ; la lecture des auteurs qui traitent le sujet et les renseignements à obtenir par conversation avec les hommes du métier autochtones deviennent confus et difficiles, si l'on ne connaît pas l'exacte correspondance en notre langue d'une série assez étendue de termes et d'expressions appartenant à ce vocabulaire technique spécial.

Nous avons longtemps hésité sur le meilleur plan à suivre, pour éviter au lecteur le manque de clarté, et pour lui fournir dans un travail condensé et résumé, embrassant d'une manière précise et suffisamment complète, sans descriptions prolixes ni répétitions forcées, cet ensemble innombrable de pratiques métallurgiques.

Nous nous sommes arrêtés au plan suivant, qui, — nous l'espérons du moins, — nous permettra peut-être d'atteindre le but indiqué :

1° Décrire d'abord, d'une façon très sommaire, le procédé antique et le premier en date, du *Patio* ou Amalgamation en tas, qui a servi de base aux diverses modifications ultérieures et qui est encore aujourd'hui partout en vigueur, au Mexique, au Pérou, au Chili, etc. Saint-Clair Duport (1843) estimait qu'en Amérique les 82 pour 100 des minerais d'argent étaient traités par le procédé du *Patio*.

2° Décrire, en peu de mots, les variantes caractéristiques de ce procédé d'amalgamation et les classer. Ces autres procédés d'amalgamation ne traitent que 8 pour 100 des minerais, celui de la fonte 10 pour 100, d'après la même estimation de Saint-Clair Duport, dont les chiffres sont aujourd'hui à rectifier quelque peu, parce que la méthode du *patio* a perdu du terrain ; mais elle domine encore largement partout

3° Donner une sorte de glossaire ou vocabulaire des termes américains : espagnols et anglais, — en usage dans le Nouveau Continent relatifs à l'amalgamation, avec l'indication du sens précis qu'il faut leur donner, suivant les localités.

Ceci fait, nous pourrons alors entrer dans le détail des procédés d'amalgamation avec plus de facilité et de brièveté.

Nous diviserons donc cette Troisième Partie de la Métallurgie de l'Argent en trois chapitres, savoir :

Chapitre I.

1re Section. — *Description sommaire du procédé d'amalgamation des minerais en tas, procédé mexicain, ou du Patio;*

2e Section. — *Variantes caractéristiques de l'ancien procédé;*

3e Section. — *Glossaire des termes américains-espagnols ou anglo-américains en usage dans l'amalgamation américaine. — Description des appareils divers usités.*

Chapitre II.

1re Section. — *Détails techniques et spéciaux à l'amalgamation des minerais en tas ou Patio, à froid;*

2e Section. — *A l'amalgamation à la cuve ou tina (Cooper process), à froid;*

3e Section. — *A l'amalgamation ou chaudron, au cazo et au fondon, à chaud;*

4e Section. — *A l'algamation européenne, aux tonneaux, à froid;*

5e Section. — *A l'amalgamation mixte (américano-européenne), aux tonneaux, et à l'amalgation mixte (américano-européenne), aux chaudières (pans), à chaud.*

Chapitre III.

1re Section. — *Amalgamation des produits artificiels : Mattes et Cuivres noirs argentifères;*

2e Section. — *Speiss argentifères.*

CHAPITRE PREMIER.

PREMIÈRE SECTION.

DESCRIPTION SOMMAIRE DE L'AMALGAMATION AMÉRICAINE EN TAS, PROCÉDÉ MEXICAIN, OU DU PATIO.

266. La masse des minerais mexicains, composés essentiellement d'argent métallique, de sulfure d'argent, ce dernier en quantités très variables, et de chlorure d'argent, sont d'abord cassés à la main, triés autant que possible d'avec les gangues, broyés dans des bocards, appelés *molinos*, et enfin envoyés pour la porphyrisation à des meules spéciales dites *arrastres*, analogues à certains moulins à huile du midi de la France.

Chacune de ces meules travaille environ de 0,25 à 0,60 tonnes de minerai par jour, qu'elles réduisent sous l'eau à l'état de poudre très fine ; de là, elles sont amenées en bouillie dans des bassins de dépôt, qui portent le nom de *lamers* ou *cajetes ;* la matière liquide y reste exposée au soleil, jusqu'à ce qu'elle ait pris, par la dessiccation, une consistance analogue à celle de la boue. Elle est ensuite étendue dans de grandes cours appelées *patios*, sur des aires ou surfaces circulaires dallées, de 15 à 18 mètres de diamètre, sur lesquelles on stratifie la matière appelée d'abord *lama*, puis *torta* ou tourte, sur une épaisseur d'environ 25 à 30 centimètres.

Les cours ou *patios* où sont renfermées ces tourtes sont quelquefois très vastes ; ainsi la *Hacienda la Sauceda*, à Zacatecas, peut contenir, dans sa cour ou *patio*, 24 *tortas* de 50 tonnes (1250 T.) ; la *Hacienda nueva de Fresnillo*, de 140 mètres de longueur, peut contenir 64 *tortas* de 70 tonnes (1250 T.).

Une fois étendue sur les aires, la matière sort de la période mécanique pour entrer dans la période chimique. On l'humecte d'abord avec de l'eau, et on y ajoute de 2 à 5 p. 100 de sel commun ; la proportion varie suivant les districts et les minerais. Des mules ou des chevaux sont amenés sur l'aire et piétinent la masse, de façon à incorporer parfaitement le sel. Après quelques jours, un nouveau réactif est ajouté : c'est le *magistral*, ou pyrite de cuivre et de fer grillée, renfermant 8 à 10 p. 100 de sulfate de cuivre, partie active du magistral (219). Cette incorporation se fait en quantité de 1/2 à 2 p. 100 environ, à l'aide de piétinements successifs. Une

première dose de mercure est alors baillée à la *tourte*, dès que se sont produits les premiers phénomènes de la réaction du sulfate; cette addition du mercure, ainsi que les suivantes, se font en particules très fines, sur toute la surface de la *torta*, en l'y projetant par une sorte d'aspersion, qu'on produit en obligeant le mercure à filtrer en fines gouttelettes à travers un morceau de drap grossier ou un sac de coutil. La quantité ajoutée de ce réactif, principale dépense du traitement, est, à peu près partout, égale à six fois le poids de l'argent contenu dans le minerai, soit 600 kilogrammes de mercure par 100 kilogrammes d'argent.

Les chevaux ou mules sont de nouveau amenés dans la *torta*, pour incorporer par le piétinement, chaque addition de mercure. Chacun de ces piétinements a reçu le nom de *repaso*. Un essayeur, *azoguero*, le mercurier, est chargé de la conduite de l'opération et la corrige, suivant les indications de l'essai, qui consiste, ainsi qu'il a été dit (180), dans un simple lavage fait, sur quelques portions de la tourte, dans une assiette ou sébile. S'il y a trop de magistral, cas où l'on dit que *la tourte a trop chaud*, on fait des additions de chaux; si, au contraire, le mercure conserve trop de fluidité, c'est que les réactions chimiques ne se font point, et on dit que *la tourte a trop froid;* alors on ajoute du sulfate. On fait généralement jusqu'à trois additions de mercure : la seconde, à quinze jours de distance de la première; et l'opération, dont la durée varie avec les minerais et la température atmosphérique, n'est terminée que vers le troisième mois. Cependant quelquefois, avec certains minerais et dans certaines localités où la tourte est de petites dimensions, elle ne dure que dix jours.

Toute l'opération du *patio* étant terminée, on ajoute de grandes quantités d'eau pour délayer les boues et les rendre fluides. L'amalgame, dégagé des boues et réuni à un excès de mercure, est lavé, puis introduit dans des peaux ou des toiles à travers lesquelles on le filtre; les résidus de lavage sont reçus dans des bassins d'épuration, appelés *apuros*, etc., dont quelques-uns renferment des agitateurs, comme à Zacatecas, par exemple.

L'amalgame est ensuite moulé en briques ou gâteaux, du poids de 15 kilogrammes dans certaines usines, et de 25 à 30 kilogrammes dans d'autres, et envoyé à l'atelier de distillation, appelé *azogueria* ou *buitron :* on dispose ces lingots, au nombre de 11 par rangée et sur plusieurs rangées, dans un fourneau, où le mercure est éliminé par *descensum*, c'est-à-dire que la distillation du mercure s'y fait de haut en bas. Le poids du mercure recueilli est beaucoup moindre que celui qui a été introduit : la perte est en général de 1,30 pour 1 d'argent obtenu; en d'autres termes, de près de 22 pour 100. L'argent, affectant la forme de petits pains de sucre, boursouflé, contient des proportions variables de mercure; il reçoit le nom de *plata piña ;* enfin ce métal brut est affiné au réverbère ou au creuset et coulé en lingots pesant jusqu'à 75 kilogrammes.

SECTION II.

VARIANTES CARACTÉRISTIQUES DES PROCÉDÉS D'AMALGAMATION.

§ I. INFLUENCE DES APPAREILS D'AMALGAMATION.

267. Le procédé américain de Bartholomeo Medina, appelé du *Patio*, ou encore des *arrastres*, et que nous venons de décrire comme le premier en date, est celui qui a servi de base à toutes les modifications survenues depuis. Ce qui le caractérise, c'est qu'il n'est nullement besoin de chaleur artificielle : le travail se fait à *froid*. Exceptionnellement seulement, dans certaines localités, on chauffe en dessous les dalles du *patio*, à l'aide d'une *estufa* ou calorifère ; mais cela ne se pratique que dans les pays froids et montagneux et pendant de courtes périodes, de manière à maintenir la température normale moyenne, lorsqu'elle baisse trop, afin que l'amalgamation ne soit pas retardée. Disons en passant que la chaleur développée par le magistral, dont l'action est capitale pour la réussite et la rapidité de la réaction, doit être nécessairement maintenue au degré de température voulu.

268. Quelque temps après le procédé du *patio*, survient l'invention du curé Alonso Barba, due, dit-il, à la *casualidad*, au hasard (1069) : il cherchait, dans le village de Torobuco, où il avait sa cure, à amalgamer du fer. Le procédé se distingue du précédent par l'emploi de la *chaleur* et du *cuivre* comme réactif. On lui a donné le nom de procédé du *cazo* ou chaudron ; dans ce travail, l'amalgamation consiste à triturer le minerai avec du mercure, dans un vase à fond de cuivre, chauffé par la partie inférieure à l'aide d'un foyer : le cuivre et la chaleur sont donc indispensables et les traits caractéristiques de cette méthode.

Ce procédé du *cazo* généralisé au Mexique, reposant essentiellement sur la réaction rapide du mercure à la chaleur, à l'aide du cuivre, reçoit aussi le nom de *fondon*, quand le *cazo* est de grandes dimensions.

On appelle ce même procédé *tina* (tinette) au Chili, en Bolivie et au Pérou, où l'appareil est du même genre, marchant également avec fond de cuivre, et même tout doublé en cuivre, avec feu en dessous ou avec de la vapeur injectée. On donne de même le nom de *fondo* à l'appareil de très grandes dimensions.

Ainsi au nord, au Mexique, ce qui s'appelle le *cazo* et *fondon*, est synonyme au sud de *tina* et *fondo*, au Pérou, Bolivie et Chili.

Mais voici qui augmente la confusion : sous le même nom de *tina*, au Chili, dans le nord de l'Amérique (à Thunder-Bay), par exemple, on désigne un appareil d'amalgamation, de même construction, de même forme (forme de cuve) que le *fondo* ou *fondon*, mais avec fond en fer, agitateur en fer, et travaillant *sans* application de la chaleur.

C'est, en réalité, l'ancien appareil norwégien de Kongsberg, transporté en Amé-

rique. Il n'y a plus ni la réaction du cuivre métallique, caractéristique du *cazo*, ni l'application de la chaleur.

Ainsi, la *tina* du Chili, du nord de l'Amérique, ou cuve de Norwège, appelée aussi *Systema de Cooper*, du nom de l'inventeur, est fixe, en bois, avec agitateur en fer et sans feu, et la *tina* ou *fondo* du Chili, Pérou et Bolivie, est fixe, en cuivre, avec agitateur en cuivre; mais il y a un foyer ou un barboteur de vapeur : c'est donc en réalité le *cazo* du Mexique, ou *fondon*, lorsque l'appareil a de grandes dimensions. Le cuivre étant meilleur marché que le fer, en Bolivie, pays du *Cororoco*, les appareils se construisent de préférence en cuivre. Ce n'est pas tout : au Pérou, au Cerro de de Pasco, par exemple, on appelle encore *tina* la citerne garnie de peaux, où on lave l'amalgame d'argent ; mais, dans ce cas, ce n'est plus un mot caractéristique d'une méthode.

Si l'on fait maintenant tourner sur un axe la *tina* norwégienne, en bois, à froid, en la fermant, on aura le *tonneau européen*, marchant à froid; si le tonneau est de grande dimension, marchant à chaud, il constitue le *tonneau américain.*

La *tina* ou *cazo* ou *fondon*, fixe, en fonte, en fer, en cuivre, chauffée par double fond de vapeur, ou par barboteur, et munie d'appareils spéciaux agitateurs et triturateurs : voilà la chaudière ou chaudron ou *pan* américain.

Nous sommes donc conduits à distinguer, au point de vue des appareils, pour nous mettre d'accord avec les auteurs et les désignations en usage, six procédés d'amalgamation : trois à froid, trois à chaud, savoir :

Première série. Amalgamation à froid.

A) D'abord le procédé primordial américain en tas, du *Patio*, de Bartholomeo Medina.

B) Le procédé *norwégien* à la cuve, avec fond en fer et agitateur en fer, *tina* sans foyer, ni barboteur de vapeur (système Cooper).

C) Le procédé *européen*, avec tonneaux, véritable *tina* fermée, roulant sur un axe, faisant fonctionner à son intérieur les minerais et les autres réactifs renfermés dans son enceinte comme agitateurs.

Deuxième série. Amalgation à chaud :

D) Le procédé au *cazo* ou *fondon* d'Alonso Barba, avec fond en cuivre, agitateur en cuivre, application du feu ou de la vapeur, et appelé *tina* et *fondo* au Chili, Pérou et Bolivie : c'est le *fondon* et le *fondo*, lorsque le *cazo* ou la *tina* ont des dimensions considérables.

E) Le procédé *mixte* (*européo-américain*) des *tonneaux* de grande dimension, ou *Washœ process*, marchant avec l'eau chaude ou la vapeur dans l'enceinte du tonneau.

F) Le procédé *mixte* (*européo-américain*) *des chaudières-cuves* ou *tinas perfectionnées*, des *pans*, en métal, avec agitateurs et amalgamateurs spéciaux et avec application de la chaleur, soit par chauffage à double fond, soit par la vapeur directement admise dans la masse à amalgamer : c'est le procédé connu, sous le nom de *Reese River process*.

Les procédés : *A* du *patio*, *D* du *cazo*, sont les deux procédés primitifs amé-

ricains. Le procédé *B* (norwégien) de la *tina*, que pour distinguer de l'appareil à chaud, nous appellerons tinette norwégienne, et le procédé *C* aux *tonneaux* à froid, sont européens : le procédé *B* était connu de temps immémorial en Norwège pour le travail des regrets d'orfèvre, peut-être même avant la conquête du Nouveau Monde ; le procédé *C* est né, lorsqu'on eut connaissance des procédés américains, de perfectionnements divers, exécutés d'abord en Hongrie, puis en Saxe (Halsbrücke), puis en France (Huelgoet).

Après cette première fusion d'idées et de méthodes, les procédés européens ont à leur tour émigré de l'autre côté du Pacifique, où ils ont produit, par une nouvelle transformation, les procédés mixtes européo-américains à chaud : *F*, des *Pans de Washœ*, et *E*, des *Tonneaux de Reese River*.

269. En somme, eu égard à l'appareil, l'appareil d'amalgamation, sous ces formes diverses, est une enceinte : *a* très vaste, dans le cas du *Patio*, très restreinte dans les autres procédés ; *b* où la matière à amalgamer est triturée par des bêtes ou des hommes (*trapiche*, *maray*, etc.) ou à l'aide d'engins mécaniques plus ou moins compliqués : agitateurs, masses roulantes, malaxeurs, etc., et *c* où le travail est fait à froid ou à chaud.

270. On distingue les appareils d'amalgamation en 1° tritureurs seuls ; 2° en amalgamateurs seuls et 3° en appareils mixtes, faisant à la fois la trituration et l'amalgamation.

271. Les appareils de *trituration* seuls, sont :

α) Marchant par la force du sang :
Le *mortero* (mortier),
Le *maray* (moulin à bascule).

β) Marchant mécaniquement :
Le *trapiche* (moulin à meule gisante fixe, sur laquelle circule une meule mobile et en pierre de forme tronconique) ;
Le *molino* ou *bocarte* (bocard à pilons) ;
Le *crujidor* ou *machacador* (concasseur, à mâchoires ou à cylindres cannelés lamineurs) ;
La *tahona* (moulin ordinaire à meule gisante et meule supérieure tournante) ;
L'*arrastre* (moulin mû par roue hydraulique, ou à vapeur, consistant en quatre pierres verticales roulant sur une pierre fixe servant de base.

Voir au § 2 de la section 3, le Glossaire, pour la valeur de ces différents mots et pour la description des appareils.

272. Les appareils d'*amalgamation* proprement dits, c'est-à-dire qui produisent le mélange des minerais et du mercure sont :
α) Marchant par la force du sang :
Les *bêtes de somme* (chevaux ou mules) par le piétinement contre le sol du *patio*.
β) Marchant mécaniquement :
Les *machines*, destinées à remplacer la force vivante, et devant écraser les

minerais avec le mercure. Ce sont : la machine dite *Alacran* (Scorpion) et le *Kneading engine* (écraseur ou malaxeur mécanique). Voir pour le sens et la description ces mots.

En général, les matières sortant des machines à triturer, sont amenées aux appareils à amalgamer soit à bras (par brouettes, dans des bâtées), soit (rarement) par des canaux à fleur de terre (*cañones*). (Voir ce mot.)

273. 3° Les appareils tritureurs sont souvent en même temps *amalgamateurs :* ce sont l'*arrastre*, le *trapiche*, le *marray*, déjà cités et le *tintin*.

Les appareils amalgamateurs sont, à leur tour, en même temps *tritureurs ;* ce sont :

La *tina* ou tinette norwégienne ; le *cazo* et *fondon* (*tina* et *fondo* du Pérou, Bolivie et Chili), où la trituration se fait par des masses lourdes, mécaniquement ou à bras; le *tonneau*, où la trituration se fait avec des corps mobiles (morceaux ou boules de fer, cuivre, etc.) ; les *pans* ou chaudières, où la trituration se fait avec des sabots de forme très variée.

Voir tous ces mots et la description de ces appareils divers, ci-après dans le Glossaire.

§ II. INFLUENCES DE LA QUALITÉ DU MINERAI.

274. L'action la plus importante et la plus décisive sur la physionomie locale de l'amalgamation est celle de la *qualité* ou de la *nature* des minerais à traiter. Nous avons étudié au chapitre I, 1re partie, les minerais au point de vue de l'espèce minérale ; mais ici il s'agit de les envisager sous le point de vue industriel de masses à amalgamer, dans lesquelles toutes sortes d'espèces minérales sont présentes, les unes plus abondantes que les autres.

On peut diviser les minerais, eu égard à leur plus ou moins grande facilité d'amalgamation, en trois catégories, qui ont d'ailleurs reçu des noms significatifs.

275. α/. Les minerais *faciles* à amalgamer, contenant surtout de l'argent natif du sulfure d'argent, assez peu de chlorure d'argent et très peu ou point d'autres sulfures métalliques.

On leur donne le nom de « *metales* ou *minerales dociles*, *calidos* ou *calientes* » (*dociles*, *chauds*), — parce qu'ils se dissolvent facilement dans le mercure, donnent un rendement en métal fin assez rapide, sans aide de chaleur artificielle : ces minerais sont traités spécialement à froid, à la température ordinaire, par la méthode de Cooper et du *patio* ou piétinement : cependant dans les pays neigeux et à l'époque des froids, on chauffe, ainsi qu'il a été dit, temporairement, les cours dallées, par des calorifères souterrains (*estufa*) ; mais ce n'est qu'un adjuvant passager.

276. β/. Les minerais intermédiaires, *moyens*, c'est-à-dire amalgamables d'une façon courante sont nombreux. Ils contiennent, outre l'argent natif et le sulfure d'argent, ci-dessus indiqués, des chlorures, des bromures, des chloro-iodures et des chlorobromures d'argent et fort peu d'autres espèces minérales compliquées, telles que : antimoniures, arséniures, sulfo-antimoniures ou sulfoarséniures, ou encore sulfo-antimonio-arséniures d'argent, qui rentrent dans la classe γ ci-après.

Quand ils se rapprochent pour la facilité de l'amalgamation des minerais α, on les appelle *semi-calientes* (*demi-chauds*) ; quand ils se rapprochent au contraire de la classe γ, que nous allons examiner ci-après, on les appelle *semi-frios* (demi-froids). Ces minerais passent, suivant leurs compositions diverses, au traitement du *patio* (piétinement), du *cazo* ou *fondon* ou de la ou *tinette norwégienne* (Cooper).

277. γ/. Les minerais *difficiles à amalgamer*, qui ont du reste longtemps résisté et dont beaucoup encore échappent aux efforts des amalgamateurs, parce qu'ils ne donnent trop souvent que de maigres et pénibles résultats, soit à cause d'un faible rendement en argent, soit à cause de grandes pertes en mercure, soit surtout à cause de l'impossibilité d'établir un travail routinier et régulier d'usine, sont ceux qui contiennent, en outre les espèces de minerais d'argent des deux classes précédentes α et β citées, des sulfures de toute nature : — galènes, blendes, pyrites cuivreuses et de fer, philipsites, fahlerz, cuivres gris, bournonites, antimoniures, sulfoantimoniures, arséniures, sulfoarséniures, etc. — On les appelle *frios* (*froids*), quand ils ne sont pas trop chargés en ces derniers éléments ; *rebeldes* (rebelles), quand ces éléments viennent à grandir dans la masse. S'ils viennent enfin à dominer, on leur donne le nom de « *nulos* ou *négativos* » (nuls ou négatifs) ; le grillage préalable, alors tout à fait indispensable, conduit alors à des résultats ; mais on en obtient toujours de très faibles rendements en argent, avec une grande dépense en mercure. Ainsi la méthode du piétinement ne réussit plus, ni aucune méthode à froid : les méthodes à chaud du *cazo*, du *fondon*, ne réussissent même souvent avec ces minerais qu'après grillage, c'est-à-dire expulsion du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine. Il y a encore, dans ce cas, une autre difficulté sérieuse à éviter : si le grillage est poussé trop loin, c'est-à-dire si l'on n'a point laissé dans le minerai une certaine quantité d'acide sulfurique à l'état de sulfate, sans doute pour réagir à la façon du magistral, qui, comme l'on sait, est à base d'acide sulfurique, le minerai devient encore plus négatif à l'amalgamation qu'auparavant.

278. C'est surtout pour cette classe γ de minerais difficiles à traiter, à cause de leur complication, qu'on a inventé d'abord l'amalgamation européenne, avec grillage, puis chloruration au feu et travail au tonneau, ce dernier chargé de réductifs spéciaux, tels que le fer et le cuivre métalliques. En face des difficultés de traitement de certains minerais complexes américains, cette méthode, créée à Kongsberg (Norwège), perfectionnée ensuite à Halsbrücke (Saxe), puis en Hongrie, a été transportée en Amérique et modifiée de nouveau sous le nom, d'abord de *tina* (en réalité peu apte à ces minerais γ) puis de méthodes de *Washoe* et de *Reese River*, ou méthode des gros tonneaux et méthode des *pans* (chaudières). Ces deux derniers procédés ne sont au fond que deux variantes ou modifications de la méthode européenne : on a créé des tonneaux plus gros ; on y élabore des minerais compliqués ; on a remplacé le grillage et la chloruration sèche par des grillages perfectionnés et la chloruration humide ; ou bien, l'on a créé des *pans* ou chaudières en fonte à agitateurs, qui font en même temps le broyage et l'amalgamation. Somme toute, dans le premier cas, l'appareil est mobile et, dans le second, il est fixe ; mais, dans tous les deux, le minerai est mis en mouvement et soumis à des réactions

chimiques fort semblables et qui procèdent de l'amalgamation européenne. Enfin bien des années avant, en Europe (Huelgoet), M. Juncker, inspecteur des mines, l'illustre créateur de la machine à colonne d'eau qui porte son nom, et le promoteur de la prospérité de notre district célèbre de Bretagne, avait habilement combiné l'amalgamation européenne au tonneau avec l'amalgamation américaine au magistral.

§ III. INFLUENCES LOCALES.

279. Sous le double rapport des appareils et de la nature des minerais, les méthodes d'amalgamation sont donc, on vient de le voir, assez diverses : en réalité les causes de ces variantes sont les conditions locales outre la nature des minerais traités.

280. Comme conditions locales, on peut, croyons-nous, distinguer les quatre zones ou régions suivantes :

a) Le Centre de l'Amérique (Mexique surtout), où le combustible est peu abondant : c'est là que la méthode du *patio* prospère.

b) Le Sud de l'Amérique (Chili, Bolivie, Pérou, Confédération Argentine, etc.). Le *patio* y est moins en honneur et appliqué surtout aux minerais de faible teneur : la *tina* et le *fondo* (*cazo* et *fondon* du Mexique), la tinette norwégienne sont au contraire généralisés dans cette région. Les principales haciendas au *patio* sont situées à Copiapo, à Arquero, à San Pedro Nolasco, Catemo, Machetillo, pour le Chili ; à Potosi, à Cerro de Pasco, et dans les provinces de Huamachuco, Patar, Cajamarca et Chota, pour le Pérou ; à Huanchaca, Sicasica, Oruro, Potosi, etc., pour la Bolivie. Le combustible est presque nul dans ces pays, excepté sur les côtes, où quelquefois le charbon anglais arrive à des prix abordables.

La *taquia*, la *tola* sont les seules ressources en combustible dans l'intérieur ; quelquefois, dans de rares localités, un peu de tourbe ou de charbon de bois, là où il y a des forêts. La méthode régionale domiuante, même à la côte, est celle de la *tina* ou *fondo*, tinette norwégienne qui s'appliquent à des minerais extraordinairement riches et abondants.

c) Le Nord de l'Amérique (Haut Mexique, Californie, Utah, Nevada, Lac Supérieur, Canada, etc.) où le tonneau, le *cazo*, les *pans* et tous les appareils les plus divers, arrangés, combinés sous toutes formes, se disputent la supériorité.

d) En Europe, la Norwège (Kongsberg), l'Allemagne (Halsbrücke), la Hongrie (Felsobanya), la France (Huelgoet), l'Espagne (Hiendelaencina), etc., emploient la tinette norwégienne et les tonneaux (qui ne sont autre chose que des *tinas* mobiles), se sont généralisés, grâce à la facilité du combustible et à la proximité du mercure : toutefois, de toutes ces usines d'amalgamation aucune ne reste en fonctionnement pour minerais : *Kongsberg*, *Halsbrücke*, *Mansfeld*, la *Oportuna* de Hiendelencina, *Huelgoet*, toutes ont disparu ! les premières, par suite de perfectionnements et d'emploi de procédés nouveaux ; les deux dernières, faute de minerais suffisants : l'amalgamation persiste pour les minerais, en Hongrie seulement : à

Arany Idka et à Fernezely. Elle existe pour les cuivres noirs à Stefanshütte, Cziklova, Offenbanya, Schmöllnitz, et, pour les mattes, à Obersclema.

A mesure que la civilisation pénètre dans les régions américaines, que les chemins de fer et les routes s'établissent, les procédés de l'amalgamation reçoivent des modifications dues à la facilité des transports et à la possibilité d'acquérir à des prix moins dispendieux les matières premières : le fer, la houille, le mercure, etc... Quelques rares points alors se détachent dans ces régions, ceux où le progrès moderne a pénétré : Fresnillo, au Mexique, où les machines motrices sont maintenant des moteurs à vapeur ; au Chili, au Pérou, près des côtes, où les procédés aux *Pans* et même les procédés par voie humide, supprimant le mercure, s'installent.

281. Les efforts faits, surtout dans l'Amérique du Sud, pour étendre l'amalgamation aux minerais sulfureux, antimonieux et arsénieux, se comprennent difficilement en Europe, alors que la méthode par la voie sèche semble tout indiquée. Cette méthode est possible, en effet, là où il y a du combustible, des routes, des transports économiques, etc. Il faut, pour juger des conditions de l'industrie du sud de l'Amérique, où ces efforts sont persistants, se rappeler qu'en dehors de l'amalgamation, il n'a encore été trouvé rien de pratique, parce que : 1° la force motrice hydraulique est souvent faible ou nulle ; 2° que la force motrice vivante, presque toujours la seule disponible, n'est pas toujours abondante et à bon marché ; et 3° que le combustible manque ou à peu près. Donc, en général : ni fonte possible, ni vapeur applicable aux machines motrices. La *taquia*, excrément de lamas, qui est un combustible excellent, pour le grillage et la chloruration ; quelque peu de tourbe à 50 pour 100 de cendres, et la *tola*, petit arbuste rabougri très peu abondant et souvent tout à fait absent : tels sont, ainsi que nous l'avons dit, les éléments en Bolivie, par exemple.

Pour donner une idée au lecteur des conditions générales dans lesquelles se trouvent les usines de la région du sud de l'Amérique, et en particulier de ce pays où se trouvent les célèbres mines de cuivre, de *Corocoro* et d'argent, du Potosi, etc., nous dirons que, si bien il y existe de nombreuses localités à minerais excessivement riches, tous fournis par la Cordillère des Andes, les conditions normales sont : manque de combustible et distance énorme aux marchés industriels. (Voir dans l'ouvrage l'*Argent et l'Or*, la carte minière de cette région.)

282. Si nous examinons, par exemple, au point de vue de l'importation de la houille anglaise, les conditions des fameuses mines boliviennes du district de Sicasica (Oruro, Rinconada, etc.), des mines de Corocoro, de la Paz, des environs du Potosi, fort riches en argent (les minerais ont en moyenne 6 kilogrammes d'argent et souvent 8 et 10 kilogrammes et plus à la tonne), nous trouvons que la tonne de houille anglaise importée coûte au bas mot : 380 à 400 francs. Aussi a-t-on dû renoncer à ce trafic, qui n'a été qu'ébauché. Le transport, par la voie la plus économique a lieu par le port de Mellendo, sur la côte du Pacifique, tête de ligne du chemin de fer péruvien, allant au lac Titicaca, par Aréquipa et Puno. Dans cette dernière ville, il faut un débarquement et un embarquement pour transporter la

marchandise, par vapeurs ou voiliers, jusqu'à Chililaya ou Puerto Perez, de l'autre côté du lac (ouest); en ce point, nouveau débarquement et chargement, pour la transporter à travers l'ancienne capitale La Paz, à dos de mulets ou de lamas, jusqu'aux mines citées de la province d'Inquisivi.

283. Transporter réciproquement du minerai riche en Angleterre, France ou Allemagne, est chose tout aussi impraticable, à moins de teneurs extrêmement élevées.

Des minerais γ, riches et compliqués, ne peuvent supporter le transport en Europe, au prix des tarifs des usines de Swansea, de Liverpool (Angleterre), de Biache-Saint-Waast, de Marseille et de Vienne (France), de Clausthal (Hartz), de Freiberg (Saxe) et en général d'autres usines d'Allemagne (Braubach, Stolberg, Duisbourg, etc.), qu'à la condition de tenir au minimum une valeur de 650 à 675 francs d'argent.

284. Prenons un exemple, en nous appuyant sur les chiffres qui nous ont été fournis obligeamment par M. du Châtenet, ingénieur sorti de l'École supérieure des mines de Paris, professeur à l'École des mines de Lima, dans un excellent rapport inédit[1] sur certaines exploitations boliviennes, rapport où règne une grande connaissance des procédés métallurgiques et des conditions financières de l'industrie de l'argent dans ce pays.

Une tonne de minerai des mines des environs de Sicasica et Oruro, rendue en Europe, exige les frais suivants[2] :

1° Transport à dos de mulets ou lamas (100 kilom.) des minerais jusqu'à Chililaya, port oriental du lac Titicaca. (Ce coût peut être réduit par la construction d'une route de charrettes).		fr. 65
2° Mise en sacs (15 sacs valent 21 fr. 25), sur lesquels on restitue, en Europe, 1 fr. 25)..		» 20
3° Bateaux de Chililaya à Puno. Par 45^{kg} (1^{qql} esp.).. le tarif est de :	S/0,50	»
4° Chemin de fer de Puno à Mollendo. Le tarif est de :	S/1,31	»
5° Frais d'embarquement à Chililaya; de débarquement à Puno; d'embarquement à Mollendo.	S/2,30	»
Total.	S/4,11	fr. 85

1. Ce rapport a trait à l'industrie minière de la province d'Oruro. Cet ingénieur a publié également en espagnol un mémoire récent, plein de faits nouveaux et intéressants sur l'industrie du Cerro de Pasco, au Pérou, et auquel nous ferons de nombreux emprunts.

2. S/ signifie sol bolivien ou péruvien; valeur argent, 4 fr. 25; nominale, 5 fr.

Report.	85fr,00
Le Sol péruvien valant à raison de 4 fr. 25, c'est : 17 fr. 46 pour 45kg ; soit par T.	382fr,80

(Il n'y a pas de droits d'exportations, si le minerai n'arrive pas à une certaine teneur en argent (8 à 10 %?). On peut, par des contrats avec le chemin de fer de l'État péruvien et l'installation de voiliers appartenant aux mines, rabaisser les frais de 50 %).

Avant de prendre la mer, il y a donc à débourser. . . . 467fr,80 de frais par tonne.

Il faut ajouter à cette somme :

6° Le fret en Angleterre, France ou Allemagne (minimum).	75 fr.	
En admettant le transport sur les usines allemandes (Freiberg, Duisbourg, Braubach, Clausthal, etc.), dont les tarifs sont plus avantageux que les tarifs français et anglais, il faut compter :		
7° Assurance, frais de débarquement et divers à Hambourg.	15 fr.	
	90 »	115fr,00 par T.
8° Transport, depuis Hambourg jusqu'aux usines.	25 »	
Total :		582fr,80

Le prix serait le même, avec une faible différence en sus, pour Liverpool, Swansea, Nantes, le Havre, Marseille, etc.

Ces sommes sont toutes en dehors du prix d'extraction des minerais, qui ne peut être admis au-dessous de 80 fr. et s'élève souvent à 175 fr., malgré les excellentes conditions des gîtes et le bon marché du travail minier dans ces régions.

Soit donc un minimum de.	80fr,00
Total.	662fr,80 par tonne.

D'après cette estimation, très voisine de la vérité, il faut donc compter sur une valeur minima de 650 à 675 francs par tonne, ainsi qu'il a été dit, pour couvrir les transports et les frais d'extraction, sans bénéfice aucun.

Ceci représente, en donnant au kilogramme d'argent la valeur de 170 francs, une teneur de $\frac{650}{170} = 3^{kg},800$. « Ainsi *les minerais, à une teneur de moins de* 3kg,800 *d'argent par tonne, ne peuvent se transporter au dehors.* »

285. D'autre part, les frais d'amalgamation sur place s'élèvent au moins à 130 francs par tonne, d'après M. du Châtenet; car il n'existe pas encore d'usine de fusion, malgré l'abondance des galènes et la possibilité, sur certains points voisins

de forêts (los Yungos près de Rinconoda, par exemple), de fabriquer du charbon de bois. Les frais réunis de l'extraction et du traitement par le mercure s'élèvent, d'après les chiffres précédents, à : $80^{fr} + 130^{fr} = 210$ francs. Ces chiffres sont bas : il faut élever, tout au moins pour le premier article, à 138 francs les frais d'extraction ; car c'est ce chiffre qui représente le coût moyen à peu près exact des minerais utilisés, pauvres et riches, et non plus choisis spécialement pour l'exportation ; quelques-uns d'entre eux doivent même souvent supporter des frais de transport de plusieurs kilomètres, depuis la mine jusqu'à l'usine d'amalgamation et qui ne sont pas compris dans ce prix.

Il faut enfin ajouter à ces comptes, relatifs aux frais locaux de mines et d'usine, les frais d'exportation de l'argent en lingots, qui sont les suivants :

1° Transport terrestre et maritime, en Angleterre, ou France ou Allemagne, frais d'assurance compris.	$1^{fr},50$	par kilogr.
2° Impôt sur l'argent exporté, prélevé par le gouvernement péruvien par kilogramme[1].	$17^{fr},80$	—
3° Commission, etc.	$0^{fr},70$	—
Total.	$20^{fr},00$	—

Si l'on considère que la tonne, à une teneur x (x exprimant des kilogrammes d'argent), ne rend que 82 pour 100 de l'argent contenu, par suite des pertes dues à l'amalgamation s'élevant au moins à 18 pour 100, il faut, pour compenser la valeur de x kilogrammes d'argent, transportés en Europe à 170 francs, c'est-à-dire pour compenser une valeur de 170 x, traiter $1^t,18$ de minerai. Les frais totaux sont par suite de :

$$1,18\,(270 + 20x) = 170\,x.$$

La limite du traitement métallurgique sur place sera donc donné par l'égalité :

$$318,60 + 23,60x = 170x;\ \text{d'où}\ x = \frac{318,6}{146,4} = 2^{kg},176\ \text{d'argent.}$$

« Ainsi *les minerais à* $2^{kg},75$ *d'argent par tonne* sont *intraitables* sur *place par l'amalgamation.* » En effet, ils sont rejetés aux haldes et abandonnés.

286. On nous assure qu'en bien des localités de grandes masses de minerais à 2 et même 3 kilogrammes d'argent par tonne sont laissées sur le carreau de certaines mines, trop éloignées de l'usine d'amalgamation la plus proche, parce que leur traitement ne donnerait aucun bénéfice ; qu'il existe par suite en Bolivie, au Pérou, au Chili, etc., des quantités considérables, des haldes très étendues de minerais argentifères, pyriteux pour la plupart, des *bronces* (c'est le nom qu'on leur donne, à cause de leur couleur de bronze), qui ne sont point utilisées encore.

Voici l'analyse faite par M. Drouin, ingénieur auquel nous sommes redevable de nombreux et intéressants renseignements sur le Chili et la Bolivie, d'un échantillon moyen des *bronces* de Bolivie, rejetés aux haldes :

1. Cet impôt énorme, anti-économique sous tous les rapports, représente 10 0/0 de la valeur !

Argent (3^{kil},100 à la tonne)	0,0031
Or	traces
Plomb	1,100
Cuivre	0,320
Zinc	3,420
Fer	39,480
Soufre	48,614
Silice	6,000
Arsenic	0,125
Antimoine	0,938
	100,000

L'antimoine dans quelques échantillons n'existe point ; mais cela est rare.

Des milliers de tonnes de ces minerais attendent, jetés à la surface du sol, une méthode de traitement qui permette d'extraire de 2 à 3 kilogrammes d'argent par tonne. Lorsqu'on songe que nous traitons couramment en Europe, en Espagne et en Allemagne, des minerais n'ayant que 120 grammes d'argent par tonne et en Angleterre à teneur encore moindre, nous trouvons ces écarts anomaux et extraordinaires.

Les circonstances toutes particulières que nous avons intentionnellement rapportées ci-dessus, et qui sont relatives au combustible, à la force motrice, à la distance des mines et usines aux marchés, etc., expliquent les faits d'une manière plausible et logique : ces faits ne sont pas assez connus, croyons-nous, de la plupart des métallurgistes.

287. Les procédés d'Augustin, Zievogel, Patera, etc., ont dû être abandonnés ; des inventions, en quantité innombrable, sont chaque jour mises en avant pour le traitement de ces masses abandonnées. Les procédés électrolytiques surtout sont actuellement fortement préconisés ; mais la force motrice, élément indispensable et essentiel pour la mise en mouvement des machines dynamo-électriques, fait défaut ; elle n'est déjà que trop souvent limitée par la consommation des machines de trituration et d'amalgamation, qui, sur plusieurs points du Pérou et de la Bolivie, ne peuvent fonctionner en leur plein et doivent s'arrêter pendant certaines périodes, à cause de la pénurie d'eau ou de l'insuffisance de bêtes de somme : ce n'est généralement jamais le minerai qui manque. Étant donné qu'une *hacienda* ou établissement d'amalgamation, rejetant les minerais *bronces* à 2 ou 3 kilogrammes d'argent par tonne, produit avec ses minerais de teneur supérieure, une quantité d'argent mensuelle donnée, en n'employant pour cela qu'une force motrice limitée et exclusivement appliquée à des minerais dépassant cette teneur de 3 kilogrammes, il n'est pas aisé d'obtenir que cet établissement admette, même avec la certitude d'un rendement par tonne plus favorable, à l'aide d'un procédé nouveau, que sa production totale en argent soit amoindrie ; cette dernière doit correspondre, avant toutes choses, à la rémunération du capital considérable engagé dans cette industrie. L'absence de moyens moteurs constitue donc un obstacle difficilement surmontable pour tous les procédés qui sont fondés spécialement sur l'application de forces mécaniques à moins de routes ferrées ou de mines de houille.

Nous venons d'indiquer avec détail les caractères spéciaux de la métallurgie de l'argent d'une province du Sud de l'Amérique, dont le bagage se réduit en somme, comme on le voit, à l'amalgation quand même.

288. Cette méthode va beaucoup plus loin qu'on ne le soupçonne en général dans le monde scientifique européen, où domine largement l'idée bretonne et saxonne (Huelgoet et Halsbrücke), que 1 1/2 pour 100 de cuivre et 6 à 8 pour 100 de plomb sont des obstacles absolus à la réussite de la méthode au mercure.

Nous avons constaté, avec un réel étonnement, que la mine de *Huenchaca*, en Bolivie, traite exclusivement, par l'amalgamation, des *galènes* qui vont jusqu'à 40 pour 100 de plomb et 8 kilogrammes d'argent à la tonne, c'est-à-dire des minerais éminemment plombeux et appropriés à la voie sèche : ils sont en outre compliqués d'antimoine, d'arsenic et de pyrites.

Voici les analyses faites par M. Drouin des minerais courants de Huanchaca, ainsi que de la mine de Guadalupe (Bolivie), soumis ensemble à l'amalgamation (procédé du *fondo*), à Huanchaca même.

1° *Minerai de Huanchaca.*	I	II	III
Argent	0,424 0/0	0,340 0/0	0,650 0/0
Cuivre	5,83	3,66	6,80
Plomb	11,49	19,20	12,07
Zinc	16,14	12,34	17,54
Arsenic	1,07	5,25	3,55
Antimoine	3,29	1,05	0,56
Fer	11,95	9,14	13,15
Soufre	21,31	21,20	21,23
Silice	28,57	26,41	23,01
Chaux	0,80	0,63	0,77
Pertes	0,926	0,78	0,67

2° *Minerai de Guadalupe.*

Argent	0,404 0/0
Cuivre	2,35
Plomb	25,00
Zinc	7,10
Antimoine	2,00
Fer	17,10
Silice	15,95
Soufre	29,14
Arsenic	0,38
Chaux	Traces
Pertes	0,57

Ces minerais sont les types moyens du traitement sur place par la méthode du *fondo*. La *taquia* et la *tola*, peu abondantes, ne peuvent recevoir d'application que pour

le grillage, aujourd'hui récemment transformé en chloruration, avec four à double sole (Voir *Calcinacion*, dans le Glossaire, ci-après).

Par le grillage au réverbère, le plomb de la galène se trouve amené à l'état de sulfate, d'oxyde et de chlorure; il se refuse bien entendu à l'amalgamation et est par conséquent rejeté aux haldes, comme résidu. L'argent extrait à l'aide du mercure, ou mieux à l'aide de l'amalgame d'étain[1] mêlé au mercure, est à 997 millièmes de fin, sans retenir ni plomb ni autres métaux étrangers. Voilà qui certainement renverse quelque peu nos idées classiques sur l'amalgamation, que jusqu'à ce jour nous avions considérée comme inapplicable à des minerais de plomb tenant plus de 8 pour 100 de ce métal. La voie humide ou mixte, à laquelle appartient l'amalgamation, détrône absolument dans ce cas, et dans des conditions bien singulières la voie sèche, qui demeurera impraticable, tant que les conditions générales mentionnées ne changeront point.

289. Vue sous cette face, la méthode d'amalgamation prend un aspect nouveau, plus large que celui sous lequel nous sommes habitués à l'envisager jusqu'à ce jour. Les besoins de réaliser quand même ont développé instinctivement ce mode de travail qui est certainement ingénieux : nous constaterons le même fait dans les usines qui marchent au Washoëprocess et au Reese River process.

Si nous remontons vers l'Amérique du centre, le Mexique, nous trouvons l'amalgamation revêtue de ses anciennes bandelettes, trônant en pleine souveraineté, telle qu'elle se présentait dans les temps jadis, c'est-à-dire assez simple, mais routinière au dernier degré bien entendu. C'est à peine si quelque grillage, quelque chloruration, quelque fonte par imbibition ou par scorification, quelques machines à vapeur motrices (Fresnillo), apparaissent dans le fond du tableau, comme détail métallurgique nouveau, là où le combustible ne se présente ni trop rare ni trop coûteux : la voie sèche apporte alors son contingent, mais fort maigre encore. Si nous remontons plus au nord, en Californie, en Nevada, là où l'activité et la hardiesse anglo-saxonne peuvent se donner libre carrière, là où le combustible, la vapeur, les machines s'installent, même au milieu des déserts et en traversant des milliers de kilomètres en pays sauvage et inculte, — à force de capitaux accumulés et de cette volonté concentrée qui caractérise le Yankee, — nous trouvons l'amalgamation européenne encadrée des perfectionnements les plus variés, combinée en plusieurs points avec la méthode américaine, — le tout retouché, remanié et fait sur une grande et large échelle : pas une opération qui n'ait été reprise, ou modifiée en gros et en détail, essayée, remaniée et pratiquée sous toutes les faces, afin de l'adapter, de la plier, vaille que vaille, au milieu ambiant.

290. On le voit, les trois zones américaines, étudiées au point de vue de l'amalgamation que nous venons de dessiner, sont nettes et tranchées : nous arriverons à en mettre les caractères encore plus en évidence, lorsque nous étudierons spécialement les méthodes locales.

1. M. Drouin avait remarqué que les minerais d'argent d'*Oruro*, compliqués d'étain, s'amalgamaient plus facilement que ceux de Huanchaca; il eut alors l'idée d'appliquer à ces derniers du mercure allié à l'amalgame d'étain et l'opération comme rendement a été notablement meilleure. On essaye en ce moment, avec l'espoir de meilleurs rendements encore, l'amalgame de sodium. Ce que nous disons, page 2 des Préliminaires, est bien vrai : la théorie de l'amalgamation est incomplète.

En résumé, la nature des minerais, leur teneur en argent et leur abondance constituent le premier facteur, le facteur déterminant de la méthode d'amalgamation mise en pratique dans une région donnée. Il est curieux de constater que, par suite des efforts et de l'activité engendrés par les besoins impérieux de la vie et de l'existence, les méthodes métallurgiques se transforment, en se modelant aux conditions les plus extraordinaires du milieu ambiant ; elles s'assimilent à la longue les éléments autochtones, indigènes de la région, en s'assouplissant à des circonstances locales quelquefois fort étranges et bien bizarres. La science, luttant contre la routine, mais tenant un compte exact de ces éléments particuliers, lorsqu'elle intervient, réussit presque toujours à créer un progrès, quelquefois après des efforts stériles, mais souvent stérilisés et arrêtés avant le temps par le manque soit de capitaux suffisants, soit de patience, qui, dans l'industrie métallurgique, doit être bien grande. Les exemples abondent de modifications scientifiques s'adaptant mieux aux circonstances locales et produisant des avantages financiers et commerciaux nouveaux, par suite de changements apportés à des méthodes, jusqu'alors considérées comme parfaites et parvenues à leur apogée de rendement industriel et par conséquent de bénéfices : l'Amérique nous réserve à cet égard, n'en doutons pas, de nombreuses surprises encore.

Nous arrêtons ici ces considérations un peu générales, que nous avons cru utiles et même indispensables, pour donner à l'amalgamation américaine sa physionomie vraie actuelle.

Nous concluons de tout ce qui a été dit que non seulement il convient de distinguer les trois catégories α, β, γ, de minerais, ayant les caractères spéciaux définis cidessus, mais encore des conditions toutes spéciales de la région, pour pouvoir se rendre bien compte des variantes imposées à l'amalgamation.

Nous avons maintenant à étudier ces variantes, créées précisément par les diverses natures de minerais, donnant par suite lieu à des réactions chimiques diverses, avec des réactifs limités par les ressources locales, en dehors, bien entendu, de celles occasionnées par l'emploi du mercure comme réactif principal.

§ IV. RÉACTIONS GÉNÉRALES, EN DEHORS DE CELLES DUES A L'EMPLOI DU MERCURE.

291. Nous entrons ici dans une partie délicate du sujet. Outre les actions mécaniques de trituration, poussées, suivant les cas, à un plus ou moins grand degré de finesse de grain, les minerais sont soumis à trois séries de réactions chimiques, qui sont les deux dernières des plus complexes, au point de vue de leur théorie.

La trituration est une opération mécanique et physique : elle est obligatoire pour tous les minerais, qui ne sont aptes à subir l'absorption mercurielle qu'à la condition d'une grande intimité de contact et d'un certain temps, qui n'est en général pas très court. Laissons de côté ici la question de broyage, commune à tous les procédés, et indiquons d'une manière synthéthique les éléments des réactions chimiques mises en œuvre, dans le but d'obtenir l'élimination de l'argent du minerai, à l'état métallique, quel que soit l'état de combinaison chimique dans lequel il s'y rencontre, simple ou complexe, et son incorporation au mercure.

Ces réactions, que nous examinerons plus loin en détail dans un article spécial (*Théorie des réactions chimiques de l'amalgamation*) sont : 1° transformation de l'argent du minerai en chlorure d'argent; 2° mise à nu de l'argent métallique sortant du chlorure ; 3° incorporation de l'argent métallique au mercure.

292. Pour *faciliter* et *préparer* l'amalgamation, on fait emploi, suivant les méthodes, pour la *première série de réactions* préliminaires :

1° De la *chloruration sèche* (que par abréviation nous représenterons par *Chl. s.*) ; elle se fait au four à réverbère, avec du sel marin, ou d'autres chlorurants (sel de Stassfürth, etc.). (Voir *Cloruracion*, au Glossaire ci-après.)

2° De la *chloruration humide* (que nous représenterons par *Chl. h.*), qui se fait : soit par une dissolution de sel marin à froid ou à chaud, soit par de l'acide chlorhydrique liquide, soit par le gaz chlore, soit par du chlorure de cuivre, incorporé directement à l'état de liqueur chlorurée, ou bien fourni par la double décomposition du sel marin et du sulfate de cuivre en présence de l'eau : ce dernier cas n'est autre que celui du *magistral* ou de ses succédanés, dont il a été question (219).

La chloruration présuppose donc qu'on tire l'argent combiné dans le minerai, en le ramenant à l'état de *chlorure*, et c'est en effet le cas le plus général.

Cependant on le tire quelquefois du minerai contenant simultanément de l'argent natif et du sulfure, lorsqu'il est naturellement à cet état dans la masse minérale à traiter : on supprime alors le magistral et même le grillage, le sulfure se décomsant facilement en présence du mercure seul. Quelquefois encore, on grille séparément certains minerais, soit à l'air, soit en présence de la vapeur d'eau, pour ramener la masse à ne tenir que de l'argent natif, ou bien encore au contraire pour la prédisposer à une chloruration humide subséquente ; mais, dans ce cas, le minerai tient toujours une certaine dose de la classe γ.

Nous avons à distinguer par suite, outre les deux chlorurations indiquées, 3° le *grillage simple* (par abréviation, *Grill.*) et 4° le *grillage à la vapeur* (par abréviation, *Grill. vap.*).

Au point de vue de la première série de réactions chimiques destinée à obtenir la préparation convenable dn minerai, pour réduire l'argent à l'état de matière amalgamable, il peut donc se présenter, suivant les cas, l'une des 5 opérations spéciales suivantes :

1° *Chl. s.*, 2° *Chl. h.*, 3° *Gril.*, 4° *Gril. h.*, et 5° — cas assez rare — *Absence de chloruration et de grillage,* lorsque le sulfure naturel est seul, parce qu'il est directement amalgamable.

293. Dans la *seconde série des réactions* chimiques, on cherche à transformer le chlorure (et le sulfure, dans le cas exceptionnel du sulfure d'argent), en argent métallique, pour que le métal dégagé s'incorpore dans le mercure et constitue l'amalgame désiré.

Cette réaction est obtenue : 1° par le mercure seul ; 2° par le fer et le mercure ; 3° par le cuivre métallique et le mercure ; 4° par l'amalgame de cuivre ; 5° par l'amalgame de plomb ; 6° par l'amalgame de zinc ; 7° par l'amalgame d'étain, etc.

L'amalgame de sodium ne doit être considéré, croyons-nous, que comme un

adjuvant du mercure jusqu'à ce jour : il est introduit dans le mercure à dose de 1 pour 100, vu la cherté de son prix, cela n'a encore lieu que dans très peu d'usines particulières.

Représentons cette série de réactions réductrices, pour abréger, par les symboles ordinaires connus : 1° Hg, Fe ; 2° Cu, Hg ; 3° Cu Hg ; 4° Pb Hg ; 5° Zn Hg ; 6° Sn Hg. Nous les examinerons en détail plus loin.

§ V. RÉSUMÉ.

294. En réunissant les divers éléments indiqués jusqu'à présent et qui caractérisent les méthodes d'amalgamation, nous pouvons grouper les principales causes engendrant les variations : nature de minerais ; réactions (conséquences forcées de la nature spéciale des minerais) ; appareils de trituration et amalgamation (dont la forme est souvent imposée par les circonstances locales).

Ces éléments peuvent se représenter dans le tableau suivant :

1° Pour les Minerais : α, β, γ.

2° Pour les Réactions : 1re série : Cl. s. ; Cl. h. ; : G. s. ; G. h.
2e série : Hg ; Fe ; Cu et comme auxiliaires : Cu Hg ; Pb Hg ; Zn Hg ;
Sn Hg ; et, pour mémoire, comme adjuvant : Na Hg.

3° Pour les Appareils :

a). De trituration : le *mortero*, le *maray*, le *trapiche*, le *bocarte*, le *crujidor*, la *tahona*, l'*arrastre*.

b). D'amalgation : les *bêtes de somme* ; l'*alakran*, le *kneading engine*.

c). Mixtes : l'*arrastre*, le *maray*, le *trapiche*, le *tintin* la tinette norwégienne ou la *tina*, le *cazo*, le *fondon* (la *tina* et le fondo), le *tonneau*, le *pan*.

Les combinaisons de ces nombreux éléments : 3, afférents aux minerais, 4, aux réactions de la première série, 2, aux réactions de la deuxième série, en dehors du mercure[1] ; 19, aux appareils, fournissent finalement les variantes multiples de l'amalgamation.

Ces 28 éléments se combinent pour imprimer à chaque variante son caractère local spécifique. Dans le tableau final de la 5e Partie, qui résumera celles des combinaisons qui ont été mises en pratique, avec l'indication des localités où elles sont exécutées, le lecteur trouvera une vue d'ensemble des diverses méthodes d'amalgamation, et leur classement fait sous ce point de vue.

1. Les amalgames de plomb, zinc, étain ne méritent pas de mention spéciale.

SECTION III.

GLOSSAIRE OU VOCABULAIRE DONNANT LA NOMENCLATURE DES TERMES LES PLUS USITÉS DANS L'AMALGAMATION AMÉRICAINE ET COMPRENANT LA DESCRIPTION DES DIVERS APPAREILS EMPLOYÉS[1].

295. Nous divisons ce vocabulaire en quatre paragraphes :

§ I. *Termes relatifs aux Généralités de l'amalgamation.*
§ II. *Id. aux Minerais, réactifs, substances diverses,* etc.
§ III. *Id. aux Appareils, manipulations, ouvriers.*
§ IV. *Id. aux Essais industriels.*

§ I. GÉNÉRALITÉS.

296. **Azogueria.** Atelier où l'on transporte l'amalgame sorti des sacs de coutil où il est filtré, pour le séparer d'un excès de mercure.

297. **Baño.** Bain; *Dernière dose de mercure*, une fois l'amalgamation terminée, qu'on donne à la tourte, pour dissoudre dans un excès de métal l'amalgame d'argent. Ce *baño* est quelquefois donné dans les cuves de lavage (*lavadero*) ; il est supprimé quelquefois, quand le mercure incorporé dépasse déjà 8 fois le poids de l'argent.

298. **Beneficio.** Traitement métallurgique ; s'applique à chacune des 7 campagnes d'amalgamation en tas qu'on fait généralement dans une année (Pérou). — Autre sens : profit, gain, bénéfice.

299. **Bonanzas.** Masses de minerais très riches en argent dans les filons ; lots très riches en argent, dans les usines.

300. **Buitron.** Ensemble des bâtiments de la *hacienda* où se trouvent les diverses cours dallées pour l'amalgamation en tas ; expression surtout en usage en Bolivie ; synonyme de *Patio* (Mexique) ; synonyme de *Circo* (Pérou).

301. **Cajon.** Poids de 3 tonnes (3000 kilogrammes) au Pérou, où l'on estime la teneur en argent par *cajon*. (Voir *Marco*.)

1. Nous engageons le lecteur à ne pas laisser, malgré son aridité, la lecture de ce glossaire; elle le préparera à la facile compréhension des autres sections de ce chapitre.

302. **Cajetes.** Synonyme de *lamero :* citernes en maçonnerie, où les matières liquides, sortant des moulins (*arrastres*), sont déposées. — Synonymes des mots *Apuros* et *Cochas* employés en Bolivie.

303. **Carga.** Charge, poids d'environ 300 livres esp., soit 135 kilogrammes; c'est la charge maxima d'un fort mulet portant à dos ; celle d'un lama au Pérou n'est que le quart : 35 à 39 kilogrammes. **Carguio** est la charge totale du minerai rendue dans le *circo* ou cour (Pérou), pour une campagne d'amalgamation.

304. **Casa de fundicion.** Atelier de raffinage de l'argent. *Idem* de la fonte par imbibition.

305. **Cebo.** Seconde dose de mercure baillée à la tourte. *Cebo* signifie *amorce;* cette seconde dose suit : l'*ormiguillo*, dose de sel ; l'*incorporo*, dose de magistral, et le *primer incorporo*, première dose de mercure, qui est faite à la suite immédiatement du magistral. On distingue cinq doses de mercure :

1° *Incorporo* (1re dose),

2° *Cebo* (2e dose),

3° *Llapas* (doses successives, variables avec l'état de la tourte),

4° *Mata* (dernière dose),

5° Et *Baño*, mercure pour ramasser tout l'amalgame d'argent, soit dans la tourte, soit dans les citernes de lavage.

306. **Cerco** ou **Circo.** Cour dallée et fermée de murs, de 0m,90 de haut avec pilier central en maçonnerie, pour l'amalgamation en tas (Pérou) : le pilier, appelé **templador,** sert de siège à l'*arriero* ou muletier, d'où il tempère (*templa*) l'ardeur des chevaux. Ce terme de *circo* est synonyme de *buitron* et *patio.*

307. **Consumido.** Consommation ou perte en mercure disparu dans l'amalgamation, c'est-à-dire dans les réactions chimiques, du tas, par opposition à *perdida de tina*, perte mécanique du mercure dans les laveries, etc., et *perdida de postura*, perte au feu de la distillation.

308. **Cuerpo** (*Corps*). Tourte ou tas de minerais en voie d'amalgamation (Bolivie). (Voir *lamero* plus loin). On appelle *cuerpos* au Pérou les petites charges transportées pour le *carguio* de la cour, à dos, par les *apiris* ou Indiens, manœuvres ou portefaix. — Voir ce même mot au § IV, où il est usé dans un autre sens par les essayeurs.

309. **Cura.** Cure de la tourte, quand elle a trop chaud, c'est-à-dire quand elle a la fièvre (*calentura*) ou lorsqu'elle a trop froid, le frisson (*frialdad*).

310. **Curtido.** Laisser la tourte au *tannage*, c'est-à-dire à l'état de *lama*, avec magistral, mais sans mercure, pendant plusieurs jours.

311. **Granzeo.** Mouture à sec, par opposition à *molienda*, mouture avec addition d'eau. (Voir le mot *Granza.*)

512. **Hacienda.** Usine, ou fabrique, ou ensemble de bâtiments servant à l'amalgamation. On dit souvent *hacienda de beneficio*, pour les distinguer des propriétés agricoles et des domaines ruraux, qui s'appellent aussi *haciendas* et qui extérieurement ne s'en distinguent guère.

Voici (fig. 54) une vue d'ensemble de la hacienda de Rocha (Guanaxato), photographiée par Don Mariano Barcena, Secrétaire de la Société mexicaine d'histoire naturelle et extraite de l'ouvrage du docteur J. Percy.

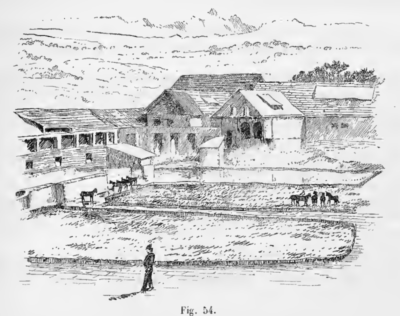


Fig. 54.

On remarque les 3 patios : le 1er est en repos, à l'état de *lamero;* dans le second, les chevaux et les mules piétinent la tourte; dans le troisième, on a retourné en tas (*levanto* et *volteo*) les boues triturées. Plus au fond du paysage, on voit les *montones* séchant au soleil, pour entrer en élaboration et ayant reçu la *sal* ou *saltierra* (terre salée), etc. Parmi eux, des montones de *magistral.*

513. **Huarachi.** Travail de nuit, poste de nuit, dans les mines du Pérou.

514. **Incorporo.** Opération qui consiste à incorporer le magistral dans la tourte. *Primer incorporo,* est la première dose de mercure baillée à la tourte.

515. **Ingenio.** Engin. Ce mot s'applique surtout au Pérou aux moulins et arrastres, mus par une chute d'eau.

516. **Lavadero.** Laverie; atelier où on lave les tourtes amalgamées, pour isoler le mercure contenant l'amalgame d'argent des boues steriles.

517. **Lama** ou **llama**. Boue liquide de minerai boccardé et moulu finement avec de l'eau par les *arrastres* (moulins porphyrisateurs). — Nom du mouton péruvien servant de bête de charge pour le transport des minerais, etc. (Voir 405.)

518. **Lamero** ou **Cajetes**. Citernes en maçonnerie, où les tas de minerai broyé aux arrastres et par conséquent en voie d'amalgamation, sont déposés. Le mot *lamero* s'applique aussi aux boues déjà piétinées par les mules ou l'*Alacran* ou le *Kneading engine* et n'ayant reçu que de l'eau et du sel. (Voir les mots *Alacran* et *Kneading engine*, § 2.) (Voir 502.)

519. **Lamoso**. Se dit du minerai en voie d'amalgamation, formant une boue collante, peu fluide, et sortant des *lameros*, *apuros*, *cochas* ou *cajetes*.

520. **Levanto**. Relèvement définitif de la tourte amalgamée et terminée au Mexique; synonyme de *volteo* (Voir ce mot), relèvement à la pelle ou au hoyau; après introduction d'eau ou de mercure, on remue toute la tourte, de manière à retourner le minerai de bas en haut et *vice versâ*.

521. **Llapa**. Quantités de mercure administrées à la tourte, comme remèdes (*curar la torta*). (Voyez plus haut les mots *cebo* (505) et *Cura* (509.)

522. **Maquila**. Prélèvement des meuniers, en minerais, sur la mouture, comme prix de leur travail, lorsqu'elle n'est pas faite par l'usine, mais à forfait (à Zacatecas, par exemple).

523. **Mata**. Dernière charge de mercure pour achever l'amalgation d'un tas et ramasser l'amalgame d'argent, d'où l'expression péruvienne : *matar el circo* (tuer le cirque, en finir).

524. **Marco**. Poids de 250 grammes, soit de 83gr,50 au Pérou par *cajon* (le $^1/_3$ d'un $^1/_4$ de kilog.). On estime les teneurs en argent au *marco* par *cajon*, au lieu de kilogrammes à la tonne. Le *cajon* vaut 3 tonnes. Lors donc qu'on dit : « 5 *marcos por cajon*, pour la teneur en argent d'un minerai du Pérou, cela correspond à 416g,50 par tonne; et le *cajon* tient par suite le triple, soit 1kg,250 d'argent. — En somme : 1 *kilogramme d'argent par tonne* correspond à la teneur péruvienne de 12 *marcs* par *cajon*. Il est essentiel de remarquer que cette teneur n'est pas celle de l'essai docimastique, mais de l'essai au mercure, par conséquent bien inférieure à la réalité.

525. **Molienda**. *Mouture* du minerai avec addition d'eau, par opposition au *Granzeo*, mouture à sec.

526. **Monton**. Tas de minerai, soit brut, soit mouillé, soit ayant déjà passé par l'amalgamation. Dans les trois cas, son poids constitue une unité courante, représentant des quantités de minerais variables, suivant les localités et dans un même pays. Au Mexique, le monton est de 2000 livres esp. en général, soit 920 kilogrammes,

— à Zacatecas, Fresnillo et Catorce, par exemple. Il est quelquefois seulement de 1800 livres esp. dans certaines usines ; souvent il est plus fort : 3000 livres esp., à Real del Monte ; 3200 livres esp., à Guanaxato.

327. **Ormiguillo.** Introduction et mélange du sel dans la tourte (Pérou) ; synonyme de *Salmora* ou *Salmuera*. (Voir ce mot, 402.)

328. **Pasache.** Poste de jour des ouvriers, par opposition à *huarachi* (Pérou).

329. **Patio.** Cour dallée où l'on fait l'amalgamation en tas (Mexique) ; synonyme de *buitron* et *circo*.

330. **Pelo.** Le poil ou couche supérieure de la tourte, par opposition au *suadero*, couche inférieure au contact des dalles de la cour.

331. **Pella.** Argent amalgamé, tenant tout son mercure, mais filtré de l'excédent : c'est l'amalgame à la sortie du sac en coutil, non moulé encore sous forme de *piña* future.

332. **Perdida de tina.** Perte de mercure mécanique, que les usines distinguent de la perte ou consommation due aux réactions chimiques du sel, magistral, etc., appelée *consumido* et de celle de la distillation, appelée *volatilizacion* ou *perdida de postura*.

333. **Piña.** Argent séparé du mercure par distillation, et conservant souvent des traces de ce dernier métal. Le mot *piña* signifie : ananas ; la forme conique qu'on donne à l'amalgame, avant de le distiller, et qu'il conserve à peu près, après l'élimination du mercure, rappelle celle de ce fruit.

334. **Postura.** Opération dernière de distillation u sublimation de l'amalgame (Pérou).

335. **Repaso.** Piétinement des mules, qui s'exécute pendant un nombre d'heures, qui constitue un *tiro* ou *relai*, et destiné à mélanger les matières incorporées à la tourte. Par analogie, cette expression s'applique au brassage ou piétinement mécanique : de l'*Alacran* et du *Kneading engine*, machines destinées à remplacer les mulets.

336. **Reposo.** Repos de plusieurs heures, d'un jour; de plusieurs jours, donné à la tourte. Après l'incorporation des réactifs et les piétinements consécutifs, on laisse quelquefois la tourte se reposer, c'est-à-dire qu'on laisse aux réactifs le temps d'agir. Ce repos varie suivant les besoins de réalisation d'argent de l'usine : ils sont quelquefois supprimés, bien à tort, pour aller vite, parce que les réactions n'ont pas le temps de se produire.

337. **Sangria.** Saignée ou coulée d'un four à manche ou réverbère, fournissant du plomb métallique, ou une matte, ou les deux produits à la fois.

338. **Seco**. Sec; se dit du minerai en voie d'amalgamation : sec, peu humide et peu collant.

339. **Sistema Cooper** ou **Sistema de la tina**. Système d'amalgamation norwégien, du nom de l'introducteur en Amérique, M. Cooper. Les établissements chiliens : Maquinas de Gallo, Transito, Ossa, Mandiola, Estefania, Codicido, Abbat, Cousiño, etc., et plusieurs autres situés le long de la vallée du Copiapo, emploient ce procédé décrit plus loin, et qui n'est en réalité autre chose que le procédé du *cazo* ou *fondo*, mais sans application de la chaleur, ni emploi du cuivre agissant chimiquement.

340. **Suadero**. Couche de la tourte au contact du dallage du *patio* ou *circo* ou *buitron* ; qu'il ne faut pas laisser sans remuer, sous peine de déchets dans le rendement en argent et en mercure.

341. **Torta**. *Tourte* ou masse de minerai en voie d'amalgamation, ayant déjà reçu du sel, du magistral et du mercure : synonyme de *cuerpo* (corps) en Bolivie. Le tas s'appelle *lamero*, quand il n'est que salé et humide.

342. **Traspaleo**. Pelletage à bras d'homme de la tourte, pour bien la remuer, avant un nouveau piétinement ou *repaso*. *Pelleter* se dit *traspalear*.

343. **Volteo**. Retournement de la tourte, non plus à la pelle, mais à la pioche ou plutôt au *hoyau* (*azadon*, en espagnol) ; synonyme de *levanto*.

§ II. TERMES RELATIFS AUX MINERAIS, RÉACTIFS, SUBSTANCES DIVERSES.

344. **Alumbre**. Alun, employé quelquefois pour corriger la tourte ; synonyme de *millo*.

345. **Almartaga**. Litharge (oxyde de plomb). (Pérou.)

346. **Azogue**. Mercure, vif-argent.

347. **Azulaques**. Minerais riches en argent, disséminés dans les sallebandes des filons, dans les mines où se trouvent les *colorados* et les *negros* (Voir ces deux mots).

348. **Barra**. Lingot d'argent au Pérou, de 280 à 300 *marcos* de fin (70 à 75kg.), tenant généralement 10 millièmes d'impuretés (cuivre principalement).

349. **Bolas** et **Bolsas**. Bourses de minerais où l'argent s'est concentré ; synonyme au Pérou de *vetas* (veines).

350. **Bollos.** Morceau d'amalgame d'argent en boules, qu'on trouve dans les sacs de filtration, plus durs que la masse générale, avec les *marquetas*, morceaux d'argent natif légèrement amalgamés. (Voir ce mot.)

351. **Bronces, Piritas** (Bronces). Pyrites de fer argentifère. Ce nom leur est donné soit à cause de leur dureté, soit à cause de leur couleur, analogue à celle du laiton ou du bronze. Une grande quantité de ces minerais, tenant jusqu'à de 2^{kg},250 et même 3 kilogrammes d'argent à la tonne, est jetée de temps immémorial aux haldes et reste encore aujourd'hui sans traitement.

352. **Cabesilla.** Minerai trituré ou broyé de moyenne grosseur, pouvant convenir à l'amalgamation du *Cazo*, mais non à celle du *Patio* (Mexique).

353. **Calidos** ou **Calientes.** Minerais *chauds*, qui s'amalgament facilement et désignent : au Mexique, les minerais d'argent natif, les chlorures d'argent et les *colorados ;* les sulfures (*negros*) et les *fahlerz* sont *frios* (froids). En Bolivie, les *calidos* y sont les *pacos*, les *negrillos*, les *mulatos* (voyez ces mots), en opposition avec les *froids* (*frios*), qui, dans cette région, sont presque exclusivement des pyrites antimoniales et des fahlerz.

354. **Caliza ; Cal.** Pierre à chaux; chaux.

355. **Caparosa.** Sulfate de fer (couperose verte).

356. **Capuchos.** Minerais d'argent terreux, voisins dans les filons des parties métamorphosées appelées *chicharrones* (Voyez ce mot).

357. **Carbon de Piedra.** Houille, charbon de terre. Au Pérou, près de Cerro de Pasco, il en existe de grandes quantités, pour ainsi dire inexploitées, faute de routes ou chemins de fer.

358. **Carcamos.** Résidus ou dernières boues recueillies dans des citernes provenant des laveries (Mexique). Voir : *Marmajas, relaves, jales,* sortes diverses de schlamms. — On donne aussi ce nom à une espèce d'engin péruvien (*ingenio*), pour désigner une espèce d'*arrastre* dans lequel la roue hydraulique est endessous des meules.

359. **Cascajo.** Minerai quartzeux, en bourses ou poches très grandes, mélangé d'argile jaune; il se présente sous forme de cailloux, et tient jusqu'à 2 pour 100 d'argent natif; synonyme de *pacos* (au Pérou, au Cerro de Pasco).

360. **Champa.** Tourbe; combustible (terme bolivien et péruvien).

361. **Chicharras** et **Chicharrones.** Minerais d'argent, avec traces visibles de fusion ignée; synonyme de *Quemazones*. On appelle *chicharron*, en terme de cuisine, les résidus de porc fondus. *Quemazon* vient de *quemar* (brûler).

362. **Coca.** Cuca, feuille que tous les Apiris chiquent en guise de tabac; elle est distribuée aux ouvriers et muletiers gratuitement, dans tous les chantiers péruviens.

363. **Colorados.** Minerais rouges ou jaunes, qui se trouvent dans le *gozzan* [oxyde de fer (63)] colorés par l'oxyde de fer, riches en argent natif et en argent vert (chloro-bromure d'argent); plus pauvres en général, au Mexique, que les *negros*; moins constants qu'eux en teneur; ils rentrent dans la catégorie des minerais *chauds* ou *calidos*.

364. **Copaquizas.** Cette expression, employée par Alonso Barba, dans son écrit sur l'amalgamation, est le nom de minerais d'argent fort riches du Chili et du Pérou. Ils sont presque exclusivement soumis à la méthode du *cazo* ou chaudron.

365. **Dociles.** Minerais faciles à amalgamer : les *colorados* au Mexique, les *pacos* en Bolivie, la *tacaña*, la *plata blanca* (Voir ces mots), etc., sont considérés comme dociles à l'amalgamation.

366. **Enlute.** Lut. Composition pour luter la *capellina*, *campana* ou *caperuza*, cloche de sublimation de l'amalgame d'argent. Ce lut est composé au Mexique de cendres, *saltierra*, et *lama* (Voyez ces mots); et seulement de cendres de bois et d'argile, d'après M. Laur.

367. **Frios.** Minerais froids. L'opposé de *calientes* ou *calidos*. Les sulfures, antimonieux surtout, et en général les *negros*, sont considérés comme froids, c'est-à-dire d'assez difficile amalgamation.

368. **Granza.** Minerai d'argent sortant du bocard pour aller aux moulins (*arrastres*), et dont par conséquent le grain n'est pas encore suffisamment fin.

369. **Jales.** Résidus de laverie moyennement fins. (V. *Relaves*, *Marmajas*, etc.)

370. **Lama.** Minerai argentifère pulvérisé très fin, prêt à être amalgamé. — Masse de minerais humides déjà disposés dans le *patio*, *circo* ou *buitron*, mais n'ayant encore reçu ni magistral, ni mercure. — Enfin on appelle aussi de ce nom les boues fines sortant de l'amalgamation des *tinas*. (Voir ce mot.)

371. **Legia.** Lessive ou dissolution alcaline quelconque.

372. **Llampos.** Minerai terreux au Pérou, par opposition aux *cascajos*, cailouteux.

373. **Machadados.** Minerais contenant de l'argent et de l'or natifs, visibles à l'œil nu.

374. **Magistral**. Magistral, réactif incorporé dans le minerai d'argent devant être amalgamé et dont la base active est le sulfate de cuivre (219).

375. **Marmajas**. Schliks ou résidus *pyriteux*, obtenus en lavant l'amalgame de la tourte et servant à fabriquer le magistral (Mexique) (217) et (220).

376. **Marquetas**. Morceaux d'amalgame gros, contenant peu de mercure et beaucoup d'argent, prêts pour la distillation, trouvés généralement à la base du filtre ou sac de coutil, dans lequel on sépare l'amalgame du mercure en excès.

377. **Metales**. Nom impropre qu'on donne fréquemment aux minerais d'argent, en opposition avec le mot de *matriz* ou *ganga*, partie stérile du minerai.

378. **Millo**. Synonyme d'alun, dans l'écrit d'Alonso Barba.

379. **Mulatos** (Mulâtres). Minerais de Bolivie (Potosi), contenant une certaine quantité de *pacos* et des pyrites de cuivre et de fer riches en argent. Ces minerais sont *semi-frios* (demi-froids), et exigent généralement pour s'amalgamer un grillage préalable, qui se fait au réverbère.

380. **Negrillos**. Minerais de Bolivie (Potosi), contenant principalement des sulfures d'argent et d'autres métaux : un grillage préalable est souvent nécessaire pour une bonne amalgamation. Ces minerais sont *demi-frios* (demi-froids). Il y a donc, au point de vue de l'amalgamation plus ou moins bonne, une gradation entre les divers minerais qui sont classés comme : *calientes*, *semi-calientes*, *semi-frios*, *frios* et *rebeldes*.

381. **Negros**. Minerais noirs, généralement de sulfure d'argent et d'autres sulfures métalliques, c'est-à-dire mélangés de pyrites, galènes et blendes (ces deux dernières cependant en petites quantités).

382. **Nobles**. Minerais nobles, très riches ; de composition simple, s'amalgamant facilement en tas, au *Patio*.

Les dénominations générales qui précèdent sont encore assez vagues et élastiques. Voici cependant la liste qu'on peut dresser, croyons-nous, par ordre d'importance des diverses espèces de minerais d'argent, à ce point de vue :

A. *Minerais* **nobles**, *faciles à l'amalgamation* (*calidos*, *calientes*, *dociles*) :

1. Argentite.
2. Stephanite.
3. Polybasite.
4. Quelques espèces de pyrites de cuivre et fer, très riches et facilement pulvérisables et attaquables.

B. *Minerais* **moins nobles**, *plus réfractaires à l'amalgamation :*

5. Mispickel
6. Proustite
7. Chlorure
8. Bromure
9. Iodure vert
10. » cendré

} (*Semi-calientes, semi-frios*).

C. *Minerais difficiles à l'amalgamation.*

11. Tennantite
12. Bournonite
13. Galène. (fr.)

} (*Frios*).

D. *Minerais rebelles à l'amalgamation.*

14. Pyrites ordinaires de cuivre et fer, généralement inattaquables sans porphyrisation et sans grillage ou chloruration préalable
15. Pyrargyrite
17. Proustite

} (*Rebeldes*).

383. **Orines**. Urines d'animaux, employées quelquefois comme correctif de la tourte, quand elle a la fièvre ou trop *chaud*.

384. **Pacos**. Minerais de Bolivie (Potosi), d'aspect terreux, contenant du chlorobromure d'argent, de l'iodure. Quand ils sont silieeux on les appelle aussi *cascajos*. — Minerais ferrugineux du Mexique, contenant de l'argent natif (65). Ces minerais sont *calidos* (chauds).

385. **Pasillas**. Morceaux d'amalgame, aplatis (par l'écrasement du sabot des mules, par l'*Alacran*, le *Kneading engine*, et, dans les essais industriels, par le pouce de l'*azoguero* ou de l'essayeur. Ce mot signifie : *petits raisins secs*, en langage ordinaire.

386. **Pastelillos**. Minerais du Pérou jaunes terreux, qu'on trouve dans le voisinage des *capuchos*, dans les filons. Ce mot signifie : *petits pâtés* en langage ordinaire.

387. **Pavonados**. Minerais irisés [couleur de plumes de paon (*pavo*)] : cuivres gris et fahlerz très riches, assez rares, s'élevant jusqu'à la teneur de 100 *marcs* par *cajon*, soit $8^{kg},33$ par tonne.

388. **Pedernal**. Minerai d'argent du Pérou, très siliceux. *Pedernal* en espagnol signifie pierre à fusil, silex jaunâtre.

389. **Pir**. Amalgame de plomb, employé pour l'amalgamation, en guise de mercure, à l'état de poudre [à Copiapo (Chili)].

390. **Plata Pella**. Amalgame d'argent très dur et en boule ; on a vu plus haut ce nom donné aussi à de l'argent d'où le mercure est expulsé incomplètement.

391. **Plata Piña**. Argent provenant de la sublimation de l'amalgame, en forme de petits cônes; par extension ce mot s'applique à toute espèce d'argent américain. (Voir 333.)

392. **Plata Blanca**. Argent natif ou Argent antimonial, suivant les régions.

393. **Plata Azul**. Argent bleu.

394. **Plata Ceniza**. Argent cendré.

395. **Plata Nativa**. Argent natif.

396. **Plata Roja**. Argent rouge.

397. **Plata Verde**. Argent vert.

} Voir ch. I. 2e Sect. 1re Partie.

398. **Plomizos**. Minerais peu dociles à l'amalgamation, propres à la fonte, tenant du plomb et de l'argent; expression employée, dans l'écrit d'Alonso Barba, pour des minerais couleur gris de plomb, mais ne renfermant, paraît-il, point de plomb, malgré cette dénomination.

399. **Polvillo**. Minerai broyé, qui a besoin d'être repassé à la trituration, à cause de son grain encore trop gros; ne pouvant aller par suite ni à l'amalgamation ni au *Patio* ni même au *Cazo*. Ce mot signifie *poudre fine* dans le langage ordinaire.

400. **Rebeldes**. Minerais rebelles à l'amalgamation, généralement exportés pour être fondus en Angleterre (Fahlerz et cuivres gris (*pavonados*), principalement).

401. **Relaves** et **Relavanos**. Gros résidus ou boues à gros grains, provenant des lavages à la *tina*, quelquefois soumis à un nouveau lavage à l'appareil *planilla* (Voyez ces mots); par opposition aux *lamas*, boues plus fines.

402. **Salmuera** et **Salmora**. Dissolution de sel marin ou de *saltierra*. *Ensalmorar* signifie *saler*, c'est-à-dire incorporer la *sal tierra* ou le sel dans la tourte ou dans les *montones*, qui doivent aller à l'amalgamation au tas.

403. **Saltierra**. Terres contenant du sel marin en plus ou moins grandes proportions (226) ; sel gemme, plus ou moins pur.

404. **Tacaña**. Minerais de chlorure et sulfure d'argent, dociles à l'amalgamation, d'après Alonso Barba.

405. **Taquia**. Crotin de lamas et de moutons; employé comme combustible pour le grillage et la chloruration à Oruro, Huanchaca, etc. (Bolivie), à Santa Rosa, Recuay (Pérou), etc. et, dit-on. pour la coupellation. Il sert comme chauffage des machines à bord des bâteaux à vapeur qui font le service du Lac Titicaca (Bolivie).

Ce combustible donne une flamme longue. Les conducteurs de lamas parquent les troupeaux dans les mêmes endroits, de sorte que les excréments de ces animaux s'accumulent et deviennent la propriété du maître des lamas. Ces fumiers, isolés en rase campagne, sont respectés religieusement par tous, malgré le prix relativement élevé de ce combustible : la taquia sèche au Pérou vaut moyennement S/0,25, soit 1 fr. 25 la charge de 57 kilogr.

406. **Tequezquita** ou **Harina de mar** (farine de mer). Tequesquite, carbonate de soude effleuri naturel, en poudre. (227.)

§ III. APPAREILS, OUTILLAGE, NOMS D'OUVRIERS, ETC.

407. **Arrastres** ou **Arrastras**. Moulins d'amalgamation. Ce mot vient de *arrastrar*, traîner violemment à la remorque. Synonyme : *tahona ;* mais le mot *tahona*, qui s'applique aux moulins de farine ordinaire, avec meule circulaire gisante et roulante, suppose toujours l'emploi de bêtes de somme, tandis que les *arrastres* peuvent marcher à l'eau, avec une roue à cuiller généralement (Pérou), et même à la vapeur (Fresnillo, Mexique).

Ces moulins se composent d'une sole fixe, qui reçoit le minerai, et de pierres mobiles, qui tournent autour d'un axe vertical et broient la matière. La sole s'appelle *taza* (tasse) ou *solera* (sole), et présente un rebord; les pierres mobiles s'appellent *voladoras* (de *volar*, voler comme un oiseau).

La *taza* est faite en pierres de grandes dimensions, souvent de la même nature que les *voladoras* (syénite, granite, porphyre, basalte, grunstein, diorite, etc.); elles sont disposées en forme de dalles, au nombre de 13, à la *hacienda* de Real del Monte. Elles forment une surface unie, bien rejointoyée, excepté dans les cas où, pour recueillir l'or, avant d'envoyer les minerais d'argent broyés au *patio*, *circo* ou *buîtron* pour l'amalgamation par piétinement, on broie dans les arrastres les minerais auro-argentifères avec un peu de mercure, ou un amalgame d'argent ou de cuivre, préparé à l'avance. L'or amalgamé se loge dans les joints des pierres, où il forme un corps assez dur pour ne pas être entraîné par l'eau, et d'où on le retire, tous les deux ou trois mois, à l'aide de raclettes. Il a été reconnu que l'or, recueilli de la sorte, donne des lingots d'argent aurifères, où il représente 4 à 5 pour 100 d'or, tandis que, sans cette sorte de préamalgamation, il serait disséminé dans la masse des lingots d'argent extraits de la tourte, et coûterait certainement beaucoup plus comme frais de *départ*.

Les diamètres de ces moulins varient beaucoup; la tendance est aujourd'hui de les faire très grands.

A Chihuahua. . . . . . . $2^m,70$
A Zacatecas, le diamètre est de $2^m,75$ et l'épaisseur de la *taza* ou sole : $0^m,30$
A Real del Monte. . . . . $4^m,60$ et aujourd'hui 6 mètres.
A Fresnillo. . . . . $5^m,80$

Dans cette dernière localité, les mules sont remplacées par une machine à vapeur, qui met en motion 16 moulins ou *arrastres :* le combustible pour les bouil-

leurs est du bois sec, revenant à 55 francs la tonne, d'après M. Laur. On a réalisé une économie réelle sur le travail des bêtes de somme par l'introduction de la vapeur.

Au Pérou (au Cerro de Pasco), le moteur est généralement une chute d'eau, qui malheureusement se tarit pendant une partie de l'année durant la saison d'été ou des sécheresses, ce qui rend le travail de mouture intermittent et limite forcément la production des *circos* ou *patios*, et par conséquent celle de l'argent. Une seule usine, la *Esperanza*, marche toute l'année à la vapeur, et obtient, par suite de sa proximité aux mines et d'un travail non interrompu, d'excellents résultats : il y a des usines qui sont situées à 40 à 70 kilomètres de la mine en Bolivie et au Pérou. Les *arrastres*, quand ils sont établis au-dessus de la roue hydraulique horizontale, prennent le nom de *carcamos;* quand ils sont établis en contre-bas, celui de *tabladillos*. La roue est en général l'ancienne roue à cuillers concaves, à axe vertical, recevant l'eau par un canal en bois, appelé *chiflon;* le nombre de tours de la roue et de l'axe qui porte les *voladoras* varie avec la hauteur de chute. Il est en général de 10 à 12 par minute; une plus grande vitesse donnerait lieu à un entraînement de particules riches; une moindre, à un trop faible rendement. L'eau pour mouiller le minerai entre d'un côté de la *solera* ou *taza* et doit sortir avec une vitesse constante; elle empêche les poussières et débite le minerai sous forme de schlamms ou boues liquides.

Les *voladoras* ou pierres roulantes sont attachées aux quatre brancards de l'arbre vertical, qui tourne sur des pivots et dans des crapaudines. Pour les détails concernant ces pierres, voir au mot *Voladora*.

Pour les *arrastres* mus par la force du sang, deux mules suffisent : elles sont attachées à deux brancards ou *palancas;* elles ont les yeux bandés, font 4 tours par minute et se relayent de 3 en 3 heures, ainsi qu'aux heures de chargement et de déchargement des *arrastres*. Le muletier se promène en rond, assis sur une sellette fixée à l'une des *palancas* ou leviers; ou bien, il guide son attelage, assis sur un banc du manège. Dans quelques moulins, on attache à l'un des leviers un racloir, qui ramène le minerai sous les pierres; cet office est fait généralement par une des quatre *voladoras*.

Les fig. 55 et 56 représentent une coupe verticale et une projection horizontale d'un de ces moulins ou *arrastres*, mû par des mules.

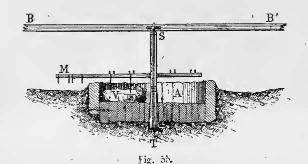


Fig. 55.

La fig. 57 représente un atelier où fonctionnent plusieurs séries de ces *arrastres*. Elle représente la galerie de pulvérisation de la *hacienda de Salgado* (Mexique).

Le prix d'un *arrastre* est estimé à 300 francs de frais de première installation, au Mexique; l'*ingenio* contenant l'*arrastre*, avec le *carcamo* ou le *tabladillo*, au Pérou, environ 850 à 900 francs : la construction en est solide, mais grossière. Le rendement moyen est de 400 à 500 kilogrammes de minerai broyé par 24 heures. A

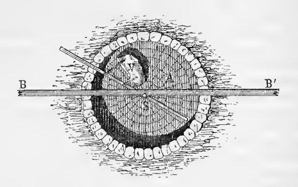


Fig. 56.

A, tasse. — B, B', poutre supérieure recevant le pivot S. — M, brancards des mules ou *palancas*. — V, broyeurs ou *voladoras*.

Real del Monte, on broie 600 tonnes par semaine; à Fresnillo, à la vapeur, 35 000 tonnes par an.

Les *arrastres*, à force motrice hydraulique, sont installés de telle sorte que le moulin se trouve en contre-haut ou en contre-bas du puits qui reçoit la chute d'eau ; le centre du puits est occupé par l'arbre de la roue motrice à cuillers et sur

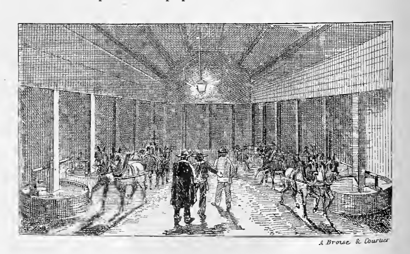


Fig. 57.

lequel sont montés les *palancas* ou leviers armés des *voladoras* : la force utilisée est à peine de 25 °/₀, dans ces moulins. Aujourd'hui, au Pérou, on a installé quelques roues hydrauliques verticales à augets et un petit nombre de turbines.

On a cherché à remplacer les *arrastres* par des batteries de bocard (voyez le mot *Bocarte*); mais la pulvérisation, assez rapide, ne donne pas du minerai assez fin pour le procédé au *Patio*; il l'est toutefois suffisamment pour le procédé au *Cazo* ou *fondon*.

408. **Azoguero**. L'homme au mercure Mercurier; Essayeur. Il exécute le lavage des prises d'essais de la tourte, faites par lui avec un grand soin, pour former la *guia* (voir ce mot); il juge ainsi de l'état d'amalgamation dans lequel elle se trouve, au moment de l'essai. Quelquefois il est esseyeur et mercurier.

409. **Alacran** (Scorpion), en anglais **Kneading engine**. Machine à écraser et mélanger la tourte, destinée à remplacer le piétinement des bêtes de somme, chevaux, mulets, etc. On évite de cette façon d'estropier ces bêtes, dont les ulcères aux pieds, surtout causés par la couperose (sulfate de cuivre), sont fréquents, et dont les excréments alcalins agissent souvent d'une manière fâcheuse sur le rendement de la tourte, lorsque l'amalgamation dure 3 à 4 mois. Les chevaux paraissent être attaqués plutôt du sabot, qu'ils perdent souvent, et des cous-de-pieds, que des émanations mercurielles; cependant on a trouvé fréquemment à l'autopsie des boules d'amalgame dans l'estomac de certains d'entre eux.

L'*Alacran* est un appareil mû par deux chevaux. La cour d'amalgamation (*patio*, *buitron*, *circo*) est circulaire, formant manège, et est fermée par de petits murs. L'instrument pétrisseur se compose essentiellement d'un chariot à 2 roues, attaché à un levier formant le rayon du manège, qui se déplace à l'aide d'un mécanisme central qui lui fait faire un va-et-vient complet, et occuper, dans l'intervalle d'une révolution ou d'un tour de la mule, diverses positions sur l'aire où se fait la trituration.

La fig. 58 représente la coupe verticale de l'*Alacran*, copiée d'un dessin de l'ingénieur M. Clemes.

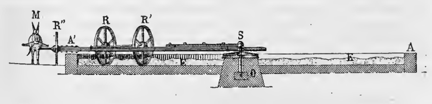


Fig. 58.

A, A', murs du patio. — E, tourte. — Le levier de l'*alacran*, sur lequel glisse une tringle ou bras revevant un mouvement alternatif, auquel il est attaché, conduit le charriot pétrisseur. — Ce levier est supporté à l'extérieur près de la mule par une roue R''. — RR', charriot dans sa position limite.

Le mouvement alternatif du bras qui glisse est produit par une roue dentée fixée sur un axe central, au-dessous du pivot du levier, et faisant marcher une crémaillère, prolongement du bras.

Le mouvement circulaire des mules donne lieu de cette façon à un pétrissage en forme de spirales; en changeant le sens de la marche des mules, on pétrit en sens contraire. Cet appareil, quoique plus efficace et plus économique que le piétine-

ment des mules, n'est cependant pas très répandu : la routine et les muletiers en sont exclusivement causes. Celui que nous venons de représenter ci-dessus est en usage dans la province de la Sonora.

410. Dans la même région, district d'Alamos, aux mines d'Alameda et de Tirito, on a installé, à la place de l'*Alacran*, une machine de l'invention de M. Connant, appelée *Kneading engine* (machine pétrisseuse). Le détail important est donné fig. 59 : il représente une projection horizontale de la partie du mécanisme située au centre du *patio*, et qui produit les variations des pétrisseurs. La

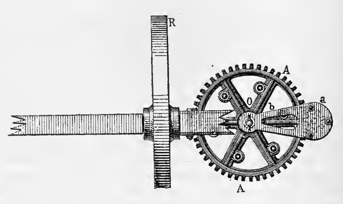


Fig. 59.

figure donne une idée de l'organe qui fait tracer des courbes diverses à 5 roues pétrisseuses : on estime que, dans le temps que dure une opération, après le nombre voulu de rotations, toutes les portions de la tourte ont convenablement été écrasées et pétries.

Le mouvement et le déplacement alternatif des roues, telles que R, sont obtenus par la rotation du pignon-manivelle *ab*, qui roule à la périphérie de l'engrenage A.

La machine de M. Connant évite le renversement du mouvement des mules, fournit un travail plus rapide que l'*Alacran* et est sujet à moins de ruptures, — chose assez importante dans un pays où un mécanicien habile coûte 3750 francs par mois. (Dr J. Percy.)

411. **Adobes.** Briques en argile séchées au soleil, non cuites ; elles sont souvent mélangées, pour les foyers, à du crottin de cheval ou de lama.

412. **Apuros et Apuradoras.** Cuves d'épuration en maçonnerie, quelquefois en bois, dans les laveries d'amalgames (Voir le mot *Cochas*).

413. **Atisador.** Chauffeur. (Qui attise, tisonne le feu.)

414. **Batea.** Batée, augette, cuvette, grand plat, pour le lavage des minerais riches et pour le transport à bras des boues riches, dans les *haciendas*.

415. **Bocarte,** en anglais **Stamp mills.** Bocard, moulin à pilons, marchant

généralement avec des mulets, quelquefois avec une chute d'eau, rarement à la vapeur faute de combustible. Synonyme : *Molino*.

Le service des mulets est organisé pour le mouvement des broyeurs comme suit, à Zacatecas. Un bocard (*molino*) (voir fig. 60) est mis en mouvement par 3 mules, qui se relèvent 5 fois par jour; les relais prennent 2 heures d'arrêt; le nombre des mules est de 18 par batterie de 9 pilons, pesant chacun 50 kilogrammes, à

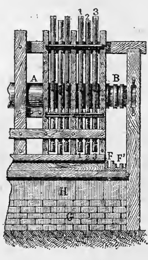


Fig. 60.

sabot en fer et 0m,57 de chute, avec une vitesse de 27 coups par minute. Le travail est de 16 heures par jour, exécuté par le personnel suivant : 2 muletiers (8 heures chacun), un palefrenier, un bocardier ou meunier (*molinero*) et 3 apprentis. La quantité de minerai broyé est de 6 tonnes par jour; un sabot de pilon résiste généralement 6 mois. En Bolivie, — où les minerais de cuivre (*corocoro*) et d'étain sont fort abondants et le bronze et le cuivre pur par suite à meilleur marché que le bois et le fer, — les bocards sont construits fréquemment tout en bronze ou tout en cuivre (cames, sabots et armatures).

Les muletiers sont consignés à l'entrée des ateliers d'amalgamation; en tout cas, ils sont fouillés à leur sortie; il en est de même des mineurs, au sortir des puits ou des chantiers. La réputation des deux corporations est des plus détestables au Mexique et partout. M. Percy raconte, à propos de mineurs mexicains, le fait suivant : des ouvriers de la mine de Real del Monte firent le remplissage du corps d'un mulet mort avec d'excellents et très riches minerais d'argent, enlevés à la mine; le mulet s'était tué, disait-on, sous la chute d'une poutre. On comptait, après l'avoir jeté à la voirie, c'est-à-dire en rase campagne et en plein air, le désempailler des minerais volés. Le vol fut découvert à l'autopsie, qui fut faite, la mort ayant paru louche au directeur des travaux. Le service de la voirie dans ces régions américaines est d'ailleurs admirablement fait par des nuées de vautours (*gavilanes* et *buitres*), qui se chargent, avec une extrême rapidité, de

purger l'atmosphère des chairs en décomposition et des matières en putréfaction, en laissant sur le sol la carcasse du squelette nette et prête à être utilisée, après calcination, pour os de coupelle.

416. La fig. 60 représente le bocard ordinaire et grossier, à 6 pilons, qu'on emploie couramment dans les ateliers américains et espagnols.

A, B, arbre armé de cames, qui soulèvent les dents et des pilons, 1, 2, 3, garnis de sabots en cuivre, bronze ou fer, lesquels tombent sur des tasseaux en fer ou en pierre dure ; le minerai est jeté à la pelle dans l'auge, où arrive un filet d'eau; les grains qui sont assez fins pour passer à travers les mailles des toiles métalliques ou tôles perforées disposées sur le front de l'auge, vont se classer dans les rigoles F, F': les fondations H, G, doivent être très solides.

La figure 61 donne la coupe verticale d'un *Stamps mill* ou bocard, faite en avant d'un pilon, sur le type américain, en usage dans la Californie, la Nevada et l'Utah.

A est le pilon (*stem*); B, la prise de la came (*tappet*), soulevée par les cames à deux branches C; E est une pièce mobile qui retient un pilon en l'air, quand on veut arrêter son travail, et appelée *prop;* F, G sabot formé de deux pièces : la tête (*head*) et le talon (*shoe*); H, le dé (*die*); IJ, la caisse ou auge (*mortar*, mortier), formée de pièces de fonte formant coffre, et ouverte par la face I, où des tôles percées ou des toiles métalliques forment écrans (*screens*), et dont les trous, de dimensions variables suivant les minerais, laissent sortir les matières broyées assez finement, en suspension dans l'eau : celle-ci est amenée par un conduit latéral dans l'auge, en quantité suffisante pour entraîner les menus et les schlamms dans les canaux de classification; L, fondations; K, moteur du caisson d'alimentation automatique.

La caisse, coffre, auge ou *mortar*, avec son dé et sa toile métallique antérieure par où passent les shlamms, sont représentés, figure 62, avec plus de détail.

L'ouvrier bocardeur a soin de maintenir une couche de minerai de 3 centimètres de hauteur au-dessus de la surface supérieure du dé : le sabot et le dé s'usent lentement, si l'alimentation est régulière et si les deux corps ne travaillent pas à vide l'un sur l'autre, ce qui cause alors presque toujours des fractures. C'est pour cette raison que, dans les usines du nord de l'Amérique, ces batteries sont toujours alimentées automatiquement.

Voici la disposition assez généralement adoptée et représentée figure 63.

Le caisson A est garni de minerai par le meunier ou bocardier. Le second pilon de chaque batterie (supposée coupée en avant de lui dans le dessin, qui laisse voir la came et la prise de la came partie supérieure), présente au-dessous du guide M un petit taquet qui fait ouvrir, par un système de leviers articulés D, E, F, le canal inférieur B de sortie du caisson, chaque fois que l'épaisseur du minerai dans l'auge diminue suffisamment pour que la course du pilon devienne un peu plus grande que la course normale. On appelle ce caisson, du nom de l'inventeur, *Hendy's Challenge feeder*, et il procure, dit-on, une diminution dans l'usure de 15 0/0 et une augmentation dans la mouture de 20 0/0. Il existe de nombreux systèmes de caissons alimenteurs : ceux de Tulloch, de Stanford, de Dubois sont les plus courants.

Quant à l'eau amenée au bocard, elle varie, suivant les localités; mais il faut compter un minimum de 425 litres par heure et par pilon, pour des roches non

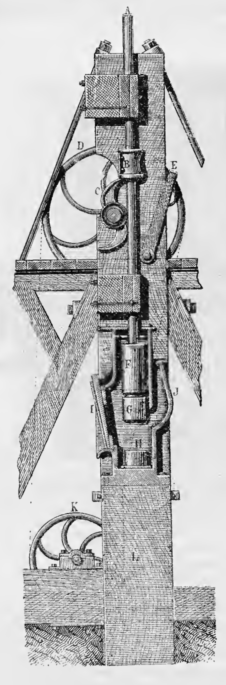


Fig. 61.

argileuses; dans ce dernier cas, la quantité d'eau nécessaire est plus grande. Pour chasser les schlamms au dehors, on dispose généralement un tuyau en fer, ayant une certaine charge d'eau, afin de faire poussée.

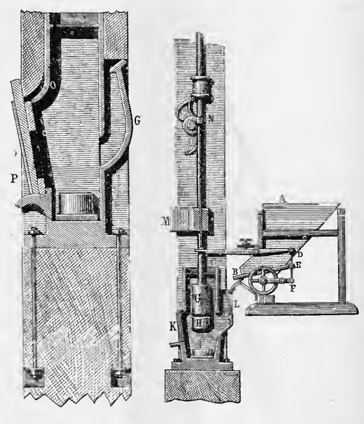


Fig. 62. Fig. 63.

417. Les bocards ont reçu divers perfectionnements, surtout dans l'Amérique du Nord, dans le but de les rendre transportables à dos de mulets, facilement réparables en cas d'accidents, qui sont fréquents, tels que : ruptures de cames, de sabots, chutes de boulons, etc.

Nous donnons ci-après 7 types :

1° Le petit modèle (fig. 64) est appelé le Montagnard.

Il consiste en 5 pilons, pèse 1 tonne, en dehors des tasseaux et des canaux de réception pour les schlamms. Il se monte sans rivets, et la pièce la plus lourde pèse 110 kilog. Deux hommes peuvent le mettre en action : mais les volants A et A' peuvent recevoir les courroies d'un moteur. Il broie 125 kilog. de roche dure (quartz dur) par heure, à raison de 60 coups par minute, et coûte environ 1750 francs; B, *tapet*; C, auge munie de *screens* (écrans).

418. 2° Le modèle moyen, avec plaques d'amalgamation, dit *Californian Stamping mill* :

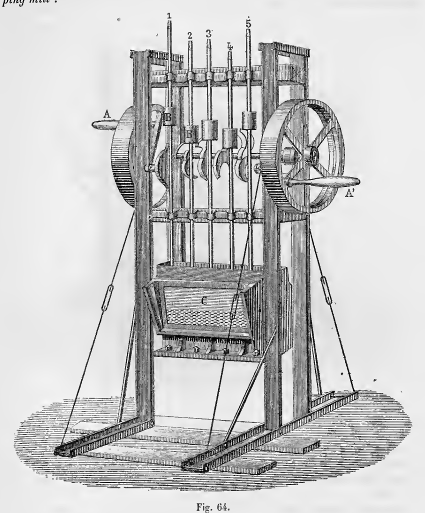


Fig. 64.

Il est représenté la fig. 65 dans son ensemble. La quantité broyée par les 10 pilons en 24 heures, avec une chute de 16 centimètres et 60 coups par minute, est de 10 tonnes, 1 tonne par pilon. La came est en 2 pièces, pour la facilité de la mise en place, même pendant la marche. Elle est représentée fig. 66 et pèse, en acier, 45 kilog. chaque, quand elle est simple, et 80 kilog., quand elle est double. La prise de la came s'effectue sur une pièce en acier représentée fig. 67 appelée *tappet*, en anglais, et s'ajuste facilement, durant la marche. Le sabot se compose de deux pièces : l'une supérieure, la tête (*head*), coincée par des coins à la tige et au talon (*shoe*), qui est la partie inférieure renouvelable, après usure. Ces deux pièces, également en acier, sont représentées fig. 68 et 69. Le

coup du pilon est reçu par un dé en acier (*die*), représenté fig. 70, encastré dans des pièces solides de bois. Les poids respectifs sont :

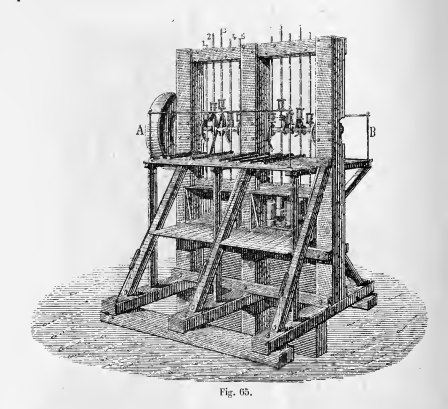


Fig. 65.

Tige du pilon (*stem*), de $2^m,75$ de longueur et $0^m,04$ de diamètre :	36 kilog.
Prise de la came (*tappet*)	30
Tête (*head*) du sabot	59
Talon (*shoe*) idem	60
Dé (*die*)	55
Le mortier (*mortar*) pèse	1000

Le prix est de 6000 francs environ, en dehors des cadres et des fondations.

419. Lorsque ce bocard est destiné à recueillir immédiatement l'argent par le mercure, on dispose dans l'intérieur de l'auge et à sa suite, des plaques de cuivre amalgamées, de $0^m,012$ d'épaisseur pour celles de l'intérieur et $0^m,015$ au moins pour celles placées à l'extérieur. Elles sont disposées dans des canaux en bois, en zigzag et en cascades, formant 5 à 6 étages. Le premier étage a généralement de $1^m,50$ à $1^m,80$ de longueur maxima ; les autres $0^m,75$; leur largeur est d'environ $0^m,40$; ils sont fréquemment doubles, pour pouvoir nettoyer sans arrêt ; on fait alors couler les schlamms dans le canal libre. Ces plaques doivent avoir une faible

pente qui ne dépasse pas ordinairement $0^m,02$ par mètre; elles ne sont jamais fixées par des clous, mais par des pinces ou des coins.

Le mercurage des plaques est une opération assez délicate, soit qu'on veuille les amalgamer pour la première fois, soit les réamalgamer, après usage. Le mercure, n'ayant jamais servi et sortant de la bouteille en fer qui le contient, reçoit la pré-

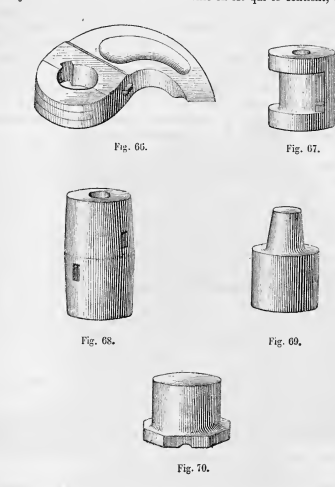


Fig. 66. Fig. 67.

Fig. 68. Fig. 69.

Fig. 70.

paration suivante : on sèche parfaitement le métal avec du papier buvard, et on ajoute au quart de la bouteille 5 petits copeaux de sodium métallique, copeaux ayant environ la grandeur de ceux que l'on obtient en taillant un crayon; on les jette, au fur et à mesure, rapidement, dans le vif-argent. Le sodium se promène au-dessus du bain, mais il faut le faire plonger avec une baguette en bois sec, de façon à le faire se dissoudre, sans qu'il s'oxyde. Quand la dissolution de tout le sodium est terminée et le bain tranquille, on brasse, pendant quelques tours, avec un petit clou prismatique en cuivre : s'il est légèrement amalgamé sur les arêtes, la quantité de sodium ajoutée est correcte; s'il est trop amalgamé, la dose de sodium est

excessive, et il faut la rabaisser avec du mercure nouveau et recommencer l'essai. On ne peut déterminer la quantité fixe en poids de sodium pour un poids donné d'amalgame que lorsque le mercure est neuf; mais, la plupart du temps, le vif-argent procède de la sublimation d'amalgames d'argent des haciendas et contient d'abondantes traces d'argent, quelquefois d'or et d'autres métaux. Le mercure, préparé au sodium métallique, ainsi qu'il vient d'être dit, reçoit encore une petite portion d'argent, en limaille ou en poudre, provenant de la précipitation du nitrate d'argent par le zinc ou le cuivre, environ 150 grammes, qu'on dissout en remuant avec une baguette et en chauffant, au besoin, quelque peu le bain[1]. C'est à cet état que le mercure est appliqué sur les plaques, pour les amalgamer, par petites portions successives, réglées proportionnellement à la teneur du minerai broyé : c'est généralement la dose d'une cuiller à soupe pour 100 grammes d'argent à extraire; on se guide aussi sur la charge en amalgame que prennent les premières plaques des cascades étagées : l'amalgame déposé ne doit pas être grenu.

On amalgame les plaques de la façon suivante. Lorsqu'elles sont neuves, on les frotte rapidement, jusqu'à ce qu'elles soient bien claires et brillantes, avec un linge de laine, mouillé d'acide nitrique dilué avec 9/10 de son poids d'eau; puis on rince à l'eau claire. On attache ensuite un autre chiffon de laine à une baguette et on applique une solution concentrée de cyanure de potassium, et par-dessus le mercure indiqué, jusqu'à ce que la plaque soit bien couverte et amalgamée. Il faut avoir soin de tenir le mercure bien bouché et constamment couvert d'une petite couche de solution cyanurée[2]. On a l'habitude de nettoyer toutes les 12 heures les premières plaques extérieures, sur la longueur d'un mètre environ, pour recueillir l'amalgame déposé : l'opération se fait avec un morceau de vieille courroie en caoutchouc, qu'on frotte, en l'employant comme racloir, afin de détacher la matière enrichie, qu'on reçoit sur une table garnie de cuir ou de caoutchouc. Les plaques de l'auge ne sont nettoyées que deux fois par semaine. Les plaques ont en outre besoin d'être de temps en temps réamalgamées : on appelle cette opération *Skinning* (refaire la peau), et elle s'exécute à peu près tous les 6 mois.

On a renoncé pour le nettoyage du *skinning* au martelage avec des marteaux ou maillets, qui les font toujours se bossuer. On allume un feu d'écorces et on passe les plaques rapidement au-dessus des braises et par petites surfaces successives ($0^m,30$ de côté environ); on les dispose, sans les laisser refroidir, sur une table bien plane garnie de rebords, et on gratte avec des racloirs en fer, en remettant au feu au besoin, jusqu'à ce que le nettoyage soit complet. On recueille ainsi une portion assez importante d'amalgame, qui gênerait d'ailleurs le travail, si la couche s'épaississait outre mesure; on soumet ensuite les plaques à la préparation indiquée ci-dessus.

L'huile ordinaire ou le suif seul, pour le graissage des pièces du bocard, ne sont pas d'un bon emploi, à cause des inconvénients que les substances grasses

1. Cette addition d'argent est faite parce que, par expérience, on a reconnu que non-seulement le mercure contenant un peu d'argent, se sulfure moins facilement et attire plus l'argent que le mercure pur, mais que le mercure argentifère sodique le dissout encore davantage. Cette pratique est empruntée au traitement des minerais d'or.

2. Une dissolution de bisulfate de mercure avec mercure liquide dans le bain amalgame plus rapidement encore une plaque bien décapé que le procédé américain.

présentent à l'amalgamation (215). On lubrifie les cames avec une pâte qu'on prépare comme suit : on place sur un feu doux, dans un vase, de la contenance de 30 litres environ et successivement : 2lit,25 de graisse de porc, 1 kilog. de cire d'abeille, et après fusion du tout, 1kg,50 de résine. La masse est brassée et mêlée ; puis on tamise sur le bain 0kg,25 de noir de fumée, qu'on incorpore soigneusement avec un agitateur. On retire du feu, en brassant jusqu'à ce que la matière cesse de bouillonner ; on verse alors 2 litres de brai végétal (pas de brai de houille) ; on continue le brassage, en évitant que le liquide qui se boursoufle ne s'échappe du vase. On l'emmagasine avant qu'il soit solidifié dans des pots : cette quantité correspond au travail de 6 mois. Pour l'employer, on en tient tou-

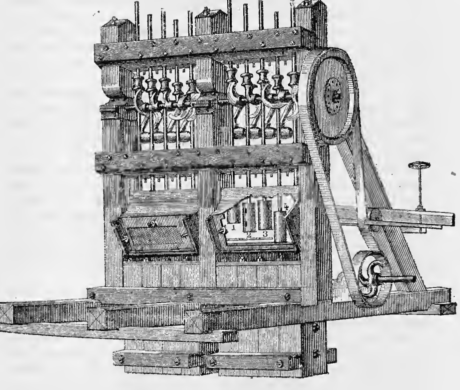


Fig. 71.

jours une certaine quantité dans une burette à graisser, maintenue chaude près d'un foyer pendant le travail. Le graissage se fait avec un bâton garni d'étoupes trempées dans le liquide, dont on alimente les prises de cames ou *tappets*, aussitôt que leurs révolutions sont trop rapides. En diminuant les proportions de résine et de noir de fumée, on fait pour les tiges (*stems*), une graisse lubrifiante, plus liquide.

420. 3° Le grand modèle à 10 pilons, avec 2 armures, dit *Californian Strong* ou *Heavy Stamping mill* ou *battery*, est représenté figure 71.

Les pièces en acier ont le poids suivant :

Tige (*stem*), de 3m,35 de longueur et de 0m,0065 de diamètre	125 kilog.
Prise de la came (*tappet*)	43
Tête (*head*) du sabot	98
Talon (*shoe*)	63
Dé (*die*)	63
Mortier (*mortar*)	1500
Came (*cam*)	65

Le rendement est d'une demi-tonne par pilon, tombant de 19 centimètres de hauteur, à raison de 60 coups par minute, sur une roche de la dureté du quartz. Le coût est de 8500 francs environ, en dehors des armatures et des fondations.

L'auge de droite est coupée dans le dessin à l'endroit des toiles métalliques filtrantes, pour laisser voir les sabots de la batterie : après les indications antérieurement données les autres détails se comprennent à la simple vue.

421. Ce n'est pas dans l'Amérique du Nord qu'on reste dans la tradition classique : retourner une idée sous toutes ses faces, jusqu'à ce qu'elle soit pratique et atteigne le but, telle est presque toujours la tendance des Yankees. Nous en avons encore un exemple dans les divers types de bocards ci-après :

4° Le bocard de *Dunham*, à deux pilons seulement, est représenté fig. 72.

Ses deux pilons sont attachés à 2 balanciers, non dessinés dans la figure, formés de forts ressorts plats qui s'équilibrent, l'un des pilons étant au haut de la course quand l'autre frappe le minerai. Cette machine broie 12 à 15 tonnes de minerai par 24 heures, en donnant 250 coups par minute; on peut même aller à 300 coups avec certains minerais : les schlamms ne sortent plus par une seule face à travers les écrans des toiles métalliques, mais sur les quatre faces à la fois. Le poids total de ce bocard est de 1250 kilog. et la pièce la plus lourde ne pèse pas au delà de 175 kilog.

422. 5° Le bocard dit « *the Elephant* » est dû à M. Patterson. Cet appareil, représenté fig. 73, s'éloigne tout à fait des types précédents et ne présente plus ni tiges. ni dispositions où le frottement et l'usure ont si beau jeu. Deux sabots, de forme ordinaire et frappant sur leurs dés respectifs, sont attachés à deux leviers massifs, reliés par des articulations au demi cercle ABC et à un axe E, fixé au sol : l'articulation supérieure est faite au centre de la corde d'un arc, constitué de ressorts puissants semi-circulaires en acier, qui restituent une notable partie de la force qu'ils emmagasinent, lors du choc du sabot contre le minerai, force économisée ici et perdue dans les autres bocards, en vibrations, trépidations diverses et donnant lieu par suite à une rapide usure. L'arc est lui-même accouplé sur une bielle BF attachée à une manivelle d'un arbre moteur, muni d'un volant G et coudé à angle droit, de façon que le mouvement des deux bielles qui correspondent à chacun des sabots, se trouve régularisé et équilibré, sans points morts. On dit cette machine bonne, donnant peu d'embarras, présentant des pièces faciles à démonter et à remonter

rapidement (en quelques heures) et éminemment transportables. Chaque sabot donne 130 à 140 coups par minute. En variant la vitesse du moteur, on peut

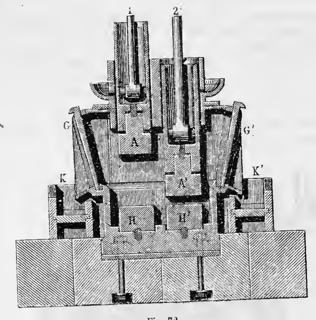


Fig. 72.

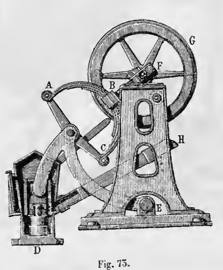


Fig. 73.

régler la mouture sur la qualité du minerai. La production est de 20 tonnes par 24 heures, pour les deux sabots, et pour des minerais ayant la dureté du quartz ordinaire; il faut une force motrice de 6 à 10 chevaux-vapeur; les fonda-

tions exigent la plus grande solidité. L'inventeur indique comme résultats comparatifs du travail d'un bocard ordinaire de 80 pilons et d'un bocard-éléphant à 20 sabots les chiffres suivants :

Coût du bocard à 80 pilons (poids 160 tonnes). . .	fr. 179.750 »	Coût du bocard-éléphant à 20 sabots.	fr. 86.375 »
Coût du travail correspondant à 90 chevaux-vapeur, à 1/2 dollar par heure et par cheval-vapeur	33.750 »	Coût du travail correspondant à 50 chevaux-vapeur, à 1/2 dollar par heure et par cheval-vapeur.	18.750 »

Si ces chiffres sont exacts, l'économie est évidente, tant comme capital d'installation que comme travail quotidien.

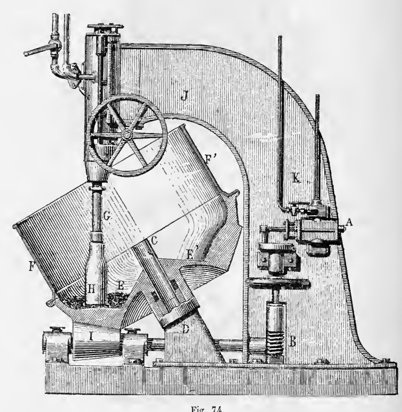


Fig. 74.

Nous citerons encore deux autres types de bocards assez peu connus.

423. 6° La fig. 74 est le dessin d'une machine appelée *Bocard à berceau rotatoire*, de l'invention de M. Fisher. Le mortier ou auge est formé : d'un fond en fer forgé excessivement épais et solide, faisant fonction de dé et de parois cylindri-

ques, FF', garnies d'écrans en toiles métalliques; il tourne autour d'un fort axe central CD, et reçoit, pendant la rotation, les coups d'un seul pilon vertical GH, mû par une disposition mécanique analogue à celle qu'on emploie pour les marteaux-pilons. La rotation de la base du mortier se fait autour de l'axe central, incliné à 45° et sur un cône de friction I, placé sur un arbre horizontal qui reçoit le mouvement d'une vis sans fin B, mise en rotation à l'aide d'un petit cylindre oscillant A, placé à droite sur le grand chevalet en fonte, JK, en forme d'arc-boutant, qui supporte les deux mécanismes et est lié et boulonné fortement par le bas à d'excellentes et solides fondations.

424. 7° La fig. 75 représente le bocard pneumatique de M. Sholl, caractérisé par

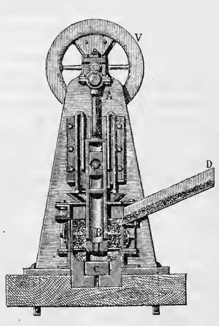


Fig. 75.

l'absence de surfaces frottantes et une grande économie de force, par suite de l'emmagasinement de l'air comprimé, qui annule les vibrations et restitue, au retour du sabot, par son élasticité, une partie de la force dépensée. L'appareil consiste en deux tubes creux, situés, l'un à la partie inférieure, B, l'autre à la partie supérieure, remplis d'air comprimé : l'auge est alimentée automatiquement par des secousses, qui font tomber du canal D le minerai entre le dé et le sabot : le mouvement est donné par une bielle A, ajustée sur un arbre court, à volant, V, et ayant la forme d'une fourchette : le minerai passe à l'entrée, à travers un anneau de 0m,12 de diamètre Ce pilon broie de 12 à 15 tonnes par 24 heures et la pièce la plus lourde de l'appareil ne dépasse pas le poids de 150 kilog.

Pour compléter les questions relatives à la trituration des minerais d'argent, voir les articles : *Crujidores*, *Marray* et *Trapiche*.

425. **Buitron.** Ce nom est appliqué à la partie de la *hacienda* où se trouvent le fourneau pour l'affinage de l'argent. Cette expression s'est étendue, comme on l'a vu, à l'atelier qui contient le fourneau de distillation de l'amalgame et même, en Bolivie, à l'atelier des *cazos* ou *fondones*, et finalement, au Pérou, à la cour (*circo*) où se font les tourtes par piétinement. Enfin elle est appliquée aux ateliers du traitement du mercure (cinabre), à Almaden (Espagne) et à ceux du cuivre, à Rio Tinto. L'origine du mot semble provenir du mot *buitre* (vautour), sans doute à cause des quantités considérables de minerai dévorées par les fours.

426. **Calcinadores** ou **Hornos de calcinacion.** — Fourneaux de grillage. Le premier de ces mots s'applique également aux ouvriers grilleurs.

Les appareils de *calcinacion* sont les fours à réverbère ordinaires d'Europe; mais on a depuis, dans le nord de l'Amérique surtout, introduit les fours de Stetefeld, les fours de *Bruckner*, de *Rivot*, etc.

Nous ne donnerons ci-après que la description des appareils les plus usités et les plus perfectionnés, savoir :

1° Comme *Fours de grillage à cuve, pour minerais menus :* le Four *Stetefeld*. (Pour les autres, voir Métallurgie du Cuivre, Complément (page 225), où le lecteur trouvera toute la série des appareils de grillage courants.)

2° Comme *Fours rotatoires*, entre autres : le Four *Bruckner* et les Fours *Smith*, *White* et *Oxland*.

3° Comme *Fours à réverbère*, entre autres : le Four à double sole de *Parkes;* celui de *Gibbs* et *Gerltharp* et celui de *Rivot*. Les renseignements qui suivent sont empruntés en partie au Complément de la Métallurgie du Cuivre.

1° Four de grillage a cuve, pour minerais menus.

427. *Four à cascade de Stetefeld.*

Les figures 81 et 82 représentent les deux coupes verticales à angle droit de ces appareils. S est le four, de $8^m,80$ de hauteur, de $1^m,58$ de largeur en bas et $0^m,94$ de largeur en haut. Le foyer est un générateur à gaz Siemens, généralement remplacé maintenant par un foyer de houille ordinaire. Le minerai en poudre est tamisé et envoyé régulièrement par un distributeur dans l'intérieur de la tour. Un tamis est placé au faîte du four et consiste dans une caisse en fonte qui, pour éviter l'échauffement, est constituée à parois creuses, dans lesquelles circule de l'eau froide; il est garni à sa base d'une tôle percée fixe, au-dessus de laquelle une autre tôle, à mailles plus grosses et encadrée dans un rectangle de fer, reçoit un mouvement très rapide de va-et-vient, avec une course d'environ 8 centimètres. Le minerai tombe de la sorte, par le plan incliné O, dans le four (K ou S), également, en pluie fine et régulière. X est une cheminée latérale descendante, pour recueillir les poussières dans l'enceinte ou chambre de condensation et qu'on vide par les portes G, G, G. Le foyer ou générateur de gaz B, dont les trémies sont en *a*, est installé sur cette enceinte, au-dessus des portes G.

Ce fourneau sert aussi aux États-Unis pour la chloruration du minerai, en faisant tomber soit un mélange de sel et de minerai, soit en envoyant de l'acide chlorhydrique en pluie ou gazeux ou encore du gaz chlore, sous forme de courant

ascendant par la partie inférieure de la tour. Quand les minerais sont plombeux, il arrive qu'il s'encroûte assez facilement. On lui préfère dans ce cas les fours rotatoires (généralement celui de *Bruckner*), dont nous allons nous occuper.

428. 2° FOURS ROTATOIRES.

Ces fours font automatiquement le râblage mécanique, à l'aide d'un moteur, et évitent de la sorte le travail, souvent irrégulier et intermittent, de l'ouvrier manœuvrant avec le râble ou la spadelle.

429. A. *Four rotatoire ou grilloir mécanique de Bruckner*. La figure 78 représente le four cylindrique Bruckner, en coupe. Il est composé d'un cylindre en tôle B, de 3m,50 à 3m,80 de long, sur 1m,60 à 1m,90 de diamètre; il est garni à l'intérieur de briques réfractaires, et à l'extérieur d'anneaux E, E', qui roulent sur des galets. Une roue dentée, engrenant avec un pignon monté sur un arbre de couche, lui donne un mouvement de rotation lent, de 2 à 3 tours par minute. Le foyer est en A. Par le carneau C, les gaz se rendent dans le tonneau B et de là, par le carneau L, à une cheminée ou à des chambres de condensation et finalement à des chambres de plomb, pour la fabrication de l'acide sulfurique, lors-

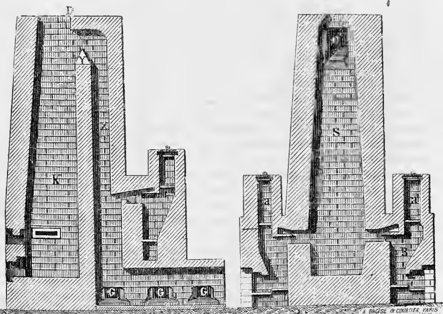


Fig. 76. Fig. 77.

qu'on utilise le soufre des pyrites. L'orifice de chargement D est fermé par des vis de rappel et forme trou d'homme.

Le minerai est remué automatiquement à l'aide de plaques en tôle *m*, ayant une inclinaison de 15 degrés, percées de trous, et revêtues d'argile réfractaire; elles

sont glissées dans des rainures placées latéralement sur des tuyaux creux *n*, constamment traversés par de l'air froid. Dans quelques usines (à Nederland Mill), on

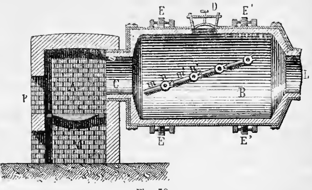


Fig. 78.

a supprimé cet agitateur intérieur, parce qu'il produisait trop de poussières : cette suppression ne peut se faire que dans le cas de minerais faciles à griller.

430. B. En Angleterre, à Ripley, ce diaphragme a été remplacé par des ressauts en briques réfractaires, disposés sur une ligne hélicoïdale, dans la maçonnerie intérieure même.

Les appareils similaires de *White* et *Oxland* sont inclinés à l'horizon, au lieu d'être horizontaux.

431. *Fours rotatoires de Smith, de White et d'Oxland.*

Les figures 79 et 80 représentent ces appareils en coupes longitudinale et transversale (par la ligne ST); ils se ressemblent complètement. J, J est le plancher du chargement ; *h*, la trémie ou entonnoir par où l'on verse le minerai à griller ; *s*, le pignon moteur, recevant son mouvement d'un arbre de couche; *r*, le pignon qui communique son mouvement de rotation aux roues dentées *P*, qui engrènent avec un cercle extérieur également denté, placé sur un long cylindre mobile, à axe incliné. Ce cylindre est porté, en outre, par des anneaux en acier, qui roulent sur des galets *q*, *q* (fig. 80); il tourne lentement, au bout d'un four à réverbère *K*, fixe, à 4 portes de travail *E*, *E*, etc. Le foyer a sa porte de chargement en *c;* le cendrier est en *a;* le carneau des gaz est en *g*. La longueur du cylindre est de $1^m,86$; son diamètre de $1^m,26$; il est garni de briques réfractaires, faisant quelques-unes d'entre elles saillie sur une ligne hélicoïdale, en forme de chicanes, pour remuer automatiquement la masse à griller. Le fourneau à réverbère fixe a $2^m,50$ de longueur sur $1^m,88$ de largeur.

On passe dans cet appareil 8 à 10 tonnes de minerai par 24 heures. Le charbon est une houille bitumineuse : le foyer en consomme $1^t,20$ à $1^t,50$, soit de 158 à 166 kilogrammes par tonne grillée. On compte que les frais de ce grillage s'élèvent à 1,80 dollar par tonne à Chicago, au lieu de 2,56 dollars que coûterait la même opération pratiquée dans les fours à réverbère[1].

1. 1 dollar = 100 cents = 5 fr. 18 cent.

Ce four est en somme très semblable à celui de *Bruckner*. Il fonctionne à Chicago et en Angleterre, sous le nom de four *White*, *Smith*, *Oxland* et autres perfectionneurs.

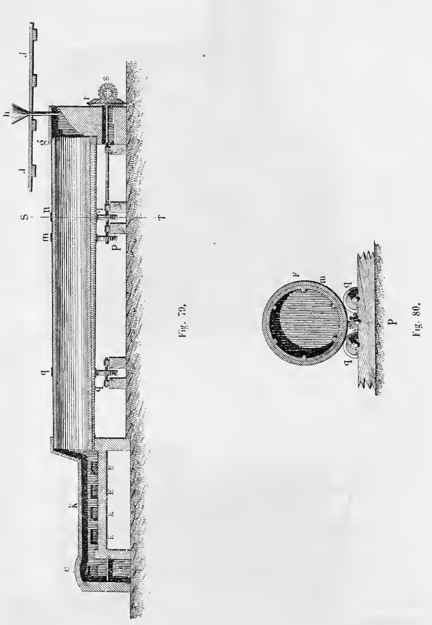


Fig. 79.

Fig. 80.

432. 3° Fours a réverbère.

A. *Four à double sole, avec agitateur mécanique de Parkes.*

Fig. 86.

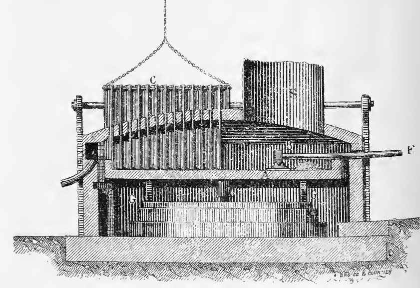


Fig. 87.

Ce four est représenté en perspective, mais coupé verticalement en avant des soles (fig. 86). E est la grille, de section carrée ($1^m,26$); H, le cendrier; A est la sole inférieure; A' la sole supérieure; leur diamètre est de $3^m,75$; les voûtes sont en communication avec les soles immédiatement inférieures, par des carneaux verticaux. La distance qui sépare les deux soles est, au milieu, de $1^m,25$, et, sur les côtés, de $0^m,63$; le pont a $0^m,63$ de hauteur, $0^m,63$ de longueur et $1^m,20$ de largeur. Les portes de travail ont $0^m,95$ sur $0^m,65$.

Le carneau qui sert de communication entre les deux soles a $1^m,26$ de long et $0^m,52$ de largeur; à la voûte supérieure se trouve l'orifice ou trémie de chargement O; K, est la cheminée. Un arbre en fonte vertical, traversant de haut en bas les deux soles et portant deux râbleurs horizontaux à griffes, V et V', un pour chaque sole, est mis en mouvement circulaire, à l'aide des deux pignons T et S, qui fonctionnent au bas des soles, sous une petite voûte, commandés par un arbre de couche.

Ce four a été modifié, sous le nom de four *Eitorf;* la sole, unique, est alors chauffée en dessous et la masse est remuée à l'aide de quatre bras creux munis de fourches, qui écoulent à leur extrémité, par les pointes, le vent envoyé par un ventilateur et qui s'est transformé en air chaud : cela est très avantageux, paraît-il, pour l'oxydation rapide et complète des minerais. Dans ce dernier four, on passe au grillage 500 à 600 kilogrammes, en deux ou trois heures; les gaz passent par des chambres de condensation, avant de passer à celles de l'acide sulfurique : on assure que l'opération est plus régulière, plus économique et plus complète qu'avec les fours à réverbère ordinaires.

433. B. *Four à sole rotatoire de Gibbs et Gerltharp.*

Les figures 87 et 88 représentent cet appareil en coupes verticale et horizontale, tel qu'il fonctionne aux usines *Bède Metalworks* (Angleterre, Espagne et Amérique (?)).

Le four est circulaire et a 5 mètres de diamètre; la sole A, en forme d'assiette, — d'où lui vient son nom de *tellerofen* (allemand) et *platefurnace* (anglais), — est en tôle, garnie d'une épaisse couche d'argile réfractaire; elle est placée sur un support ou axe en fonte, vertical, au centre et soutenue, dans sa course horizontale giratoire, par des galets G, G : elle est mise en rotation à l'aide d'une chaîne sans fin qui reçoit son mouvement d'un moteur. Des bras fixes EB (fig. 88), en forme de charrue, et maintenus par des tiges en fer forgé, dirigées dans le sens d'un diamètre, reçoivent également de l'arbre moteur un mouvement de va-et-vient continu alternatif, dont la course totale dure le temps d'une rotation entière de la sole.

Le chargement du minerai se fait par l'entonnoir ou trémie cylindrique S. Le raclage se fait par une série de plaques C, qui traversent la voûte et amènent la matière vers le centre de la sole ou vers la porte de travail, au canal de décharge D, lorsque le grillage est terminé; I, foyer; G, large carneau de sortie des gaz, amenés à une tour de condensation; O (fig. 88), treuil pour soulever les plaques C, lorsque le travail doit s'achever; elles sont suspendues par une chaîne, et reliées entre elles à distance égale par une tringle horizontale de fer qui les réunit : ces plaques font l'office de racloirs, qui répartissent d'une manière convenable la masse à griller sur la sole.

Fig. 88.

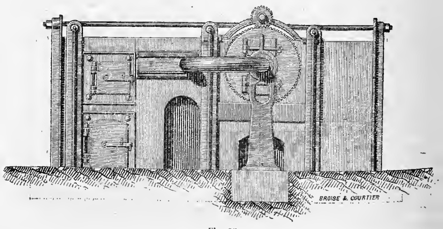


Fig. 89.

M. *Brumton* a construit un four analogue; seulement la sole est conique et les racleurs, pour remuer la masse, sont fixes.

MM. *Kushel* et *Hinterhuber* ont établi également un four avec sole rotatoire

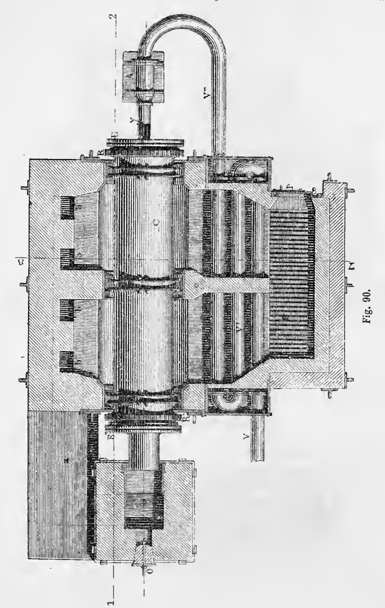


Fig. 90.

plane, avec des râteaux creux en terre, à travers lesquels on envoie la charge de minerai et qui la répartissent sur la sole en mouvement[1].

1. *Berg. und Hüttenm. Zeitung*, 1850, p. 355. — *Kærnth. Zeitschrift*, 1871, p. 169

En résumé, comme le dit fort bien M. Grüner, ce sont des copies des fours à puddler de *Lemut* (p. 85, Principes généraux).

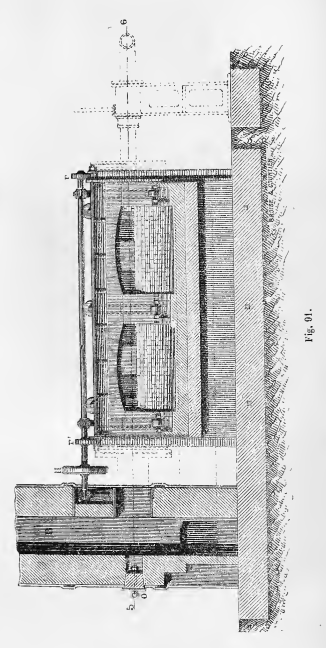


Fig. 91.

454. C. *Four rotatoire à vapeur, de Rivot.*

L'admission de la vapeur dans le grillage des minerais se pratique quelquefois,

comme dans l'usine de Staderg, plutôt pour contribuer à la formation de l'acide sulfurique, par l'oxydation de l'acide sulfureux, en présence des vapeurs nitreuses et de la vapeur d'eau, que pour réagir sur le minerai par oxydation.

Dans l'appareil de *Rivot*, représenté figures 89, 90, 91 et 92, l'action de la vapeur est exclusivement consacrée à oxyder la masse, c'est-à-dire, à expulser le soufre, ainsi que l'antimoine et l'arsenic, quand ils sont présents.

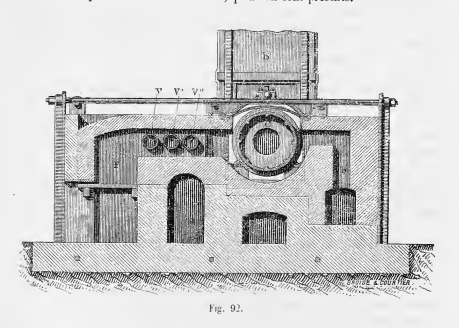


Fig. 92.

La figure 89 représente une élévation du côté de la prise de vapeur; les figures 90, 91 et 92, trois coupes, suivant les lignes 5, 6 pour la coupe horizontale, suivant la ligne 1, 2 pour la coupe verticale et suivant la ligne 7, 8 pour la coupe transversale.

Le chargement se fait par un cylindre en fonte C, pouvant recevoir 500 kilogrammes de minerai; F est le foyer, pour houille ou pour bois, suivant la localité. Les flammes sont divisées par le mur *c*, qui s'élève jusqu'à la voûte du four; elles descendent sous le cylindre C, remontent de l'autre côté, pour gagner les quatre carneaux *b*, *b*, *b*, *b*, et se réunissent dans le canal horizontal *a*, qui les conduit à la cheminée B. La vapeur arrive du générateur par le tuyau V, passe dans le deuxième tuyau V′, et sort du four par le troisième tuyau V″. Ce dernier est recourbé à l'extérieur du four et vient se réunir, dans le manchon A, avec le tuyau *y*, fixé au cylindre.

Par son passage dans les trois tuyaux, entièrement entourés par les flammes du foyer, la vapeur acquiert une température élevée, se surchauffe et passe dans le cylindre C, qui porte à son intérieur huit cannelures saillantes et quatre à l'extérieur : le minerai, grâce à cet organisme, est forcé de changer de place, dans la rotation lente du cylindre (15 tours par minute), et subit ainsi un râblage automatique;

les cannelures extérieures servent à assurer la dépendance du cylindre avec les anneaux qui reçoivent le mouvement circulaire, en roulant sur des galets. Deux roues dentées R, R′, placées à l'extérieur du four et commandées par une machine motrice, donnent le mouvement.

Le travail se compose d'ailleurs de trois périodes :

1re Période. Chargement par la trémie dans le cylindre;

2e Période. Action de la vapeur dans le cylindre porté au rouge sombre. Lorsque les gaz jaunes cessent de se dégager, — ce qu'on reconnaît par l'orifice O, disposé à gauche (fig. 91) dans la cheminée, et parce qu'on ne perçoit plus d'odeur appréciable, ou qu'un papier imprégné d'acétate de plomb ne noircit plus, — on peut considérer le soufre comme expulsé;

3e Période. Le déchargement commence par l'arrêt de la vapeur, et se termine par la mise hors du minerai, qui est reçu dans des brouettes en tôle.

Ce four économise le combustible et la main-d'œuvre, régularise le travail des ouvriers, exclut l'air, en permettant à la vapeur surchauffée d'agir seule, sur le minerai, dont on peut expulser ainsi complètement le soufre et surtout l'arsenic et l'antimoine.

Il existe encore d'autres fours de grillage, transformés en fours de chloruration pour le traitement de l'amalgame : ce sont les fours *Hilside*. à 4 étages ; *Ernst* ; *Kinkele* ; *Bailey* ; *O'Harra* ; *Wilson* ; *Vining*, *Atwood*, *Küstel* ; *Mac Glew* ; *Adler*, etc.

435. **Candelero.** (Chandelier). Tige sur laquelle se placent les assiettes de l'amalgame à distiller. (Voir (343)) : on l'appelle quelquefois *piña*.

436. **Cañon.** Conduit qui amène, par une pente douce et à fleur de terre, les minerais amalgamés de la tourte aux laveries : de la sorte on évite le transport à bras des matières riches.

437. **Capellina** ou **Campana** ou **Caperuza** ou **Retorta** ; en anglais : **Retort** (Cornuc). Cloche en cuivre ou en fer, où l'on enferme l'amalgame pour la distillation et contenant un support vertical appelé *candelero*, garni d'assiettes horizontales (*platos*), sur lesquelles on place pour le distiller l'amalgame, en forme de cônes, analogues pour leur forme à l'ananas ; d'où vint le nom de *plata piña* pour l'argent, qui, après sublimation conserve cette figure.

La fig. 76 représente, en coupe verticale, la cloche et tout l'appareil de distillation, anciennement usités au Mexique.

a, *a′*, mur circulaire en *adobes*, bâti et enlevé à chaque opération : il est garni d'orifices pour l'admission de l'air. V, *capellina* ou *campana* ou *caparuza*, cloche en tôle, généralement en cuivre, séparée du mur extérieur par un intervalle où se place le combustible (charbon de bois ou houille, ou *taquia*).

La cloche repose sur une pierre D, sur laquelle on fait joint avec du lut, et pénètre dans une rainure circulaire remplie d'eau qui fait joint hydraulique ; cette pierre est traversée par un entonnoir conique, B, qui met en communication l'intérieur de la cloche avec un dépôt d'eau C enfermé dans la pierre E creusée *ad hoc*, où le mercure se condense : l'eau coule d'une façon continue pendant la distillation. La cloche, manœuvrée à l'aide d'un petit treuil T, étant levée, on

place les morceaux d'amalgame d'argent, moulés en cônes ou en briques, dans l'axe

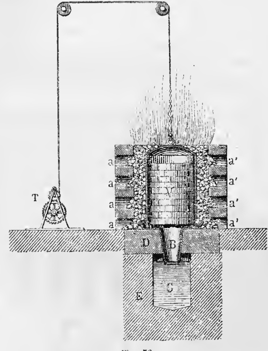


Fig. 76.

du fourneau; on couvre avec la cloche; on dispose le combustible et le courant d'eau, et on allume le foyer.

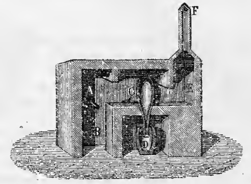


Fig. 77.

L'appareil à cloche plus récent ne diffère du précédent qu'en ce que l'amalgame est disposé sur des assiettes (*platos* en espagnol; *teller*, en allemand), fixées sur une

tige (*candelero*, en espagnol ; *stange* en allemand). C'est l'appareil qui a longtemps été en usage dans l'amalgamation européenne de Halsbrücke (près Freiberg, Saxe).

438. Plus récemment encore, on a remplacé la cloche ou *capellina* ou *caperuza* par des cylindres D, E, F au nombre de 9(fig. 78), chauffés par un foyer latéral A, muni de sa grille, et d'où les flammes traversent l'enceinte des cylindres, pour se rendre, par un carneau, dans la cheminée d'appel J. Les cylindres, chargés d'environ 40 kilogrammes d'amalgame, reposent sur une plaque de fonte, percée de trous correspondant aux cylindres supérieurs et garnis eux-mêmes de cylindres vides inférieurs D', E', F', plongeant dans l'eau du réservoir K. La fig. 77 représente l'appareil lorsqu'il n'était qu'à l'état de première installation au Mexique et tel qu'il existe dans le district péruvien des Ancachs : la figure 78 le représente dans sa construction actuelle : les cylindres étaient jadis de simples bouteilles en terre C,

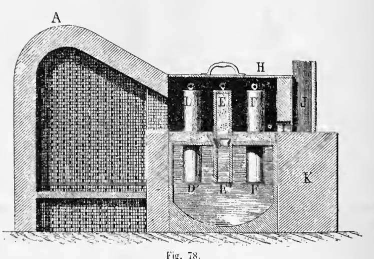


Fig. 78.

et le réservoir d'eau un vase D, également en terre, placé au-dessous de chaque bouteille. A, foyer (fig. 77) ; B, cendrier ; E, carneau ; F, cheminée.

439. A Reese River, on se sert de cornues, analogues aux cornues à gaz. Elles sont représentées fig. 79. A, cornue en fonte, de $1^m,25$ de longueur, sur $0^m,28$ de largeur et $0^m,25$ de hauteur ; B, grille ; C, cendrier ; Y, cheminée ; CD, tuyau où les vapeurs de mercure viennent se condenser, se terminant en un entonnoir renversé D, garni de toile, O, plongeant dans le réservoir H, et arrosé d'eau, à l'aide d'un tuyau adducteur *a*, *b*, *c*. Le réservoir, muni dans le haut d'un trop-plein J, est garni d'un robinet à la partie inférieure, *i*, à l'aide duquel on recueille le mercure condensé.

440. On se sert enfin de la cornue ordinaire, pour de petites quantités à traiter, surtout pour les amalgames d'or argentifères ou d'argent aurifères. La

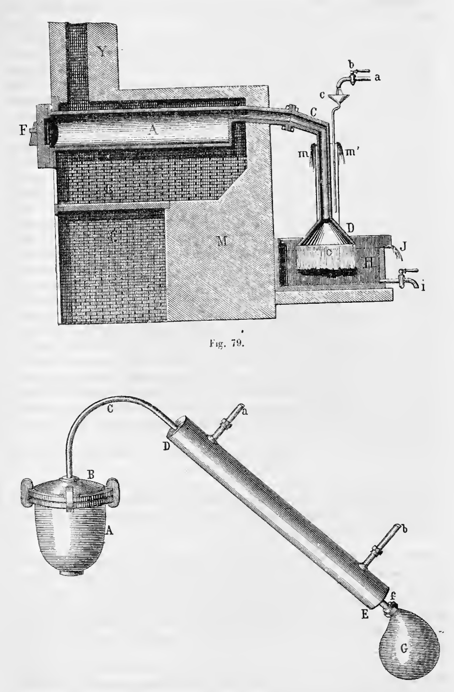


Fig. 79.

Fig. 80.

condensation se fait avec l'appareil de Liebig construit sur une grande échelle. La figure 80 représente la cornue et le condenseur.

Le vase A est en fonte, alésé à l'intérieur, ainsi que son couvercle B. Avant de les mettre en service, on les frotte tous deux intérieurement de craie, plutôt que de cendres mouillées, (qui attaquent la fonte), comme on en a l'habitude. L'amalgame doit être cassé en morceaux, sans les tasser, ce qui rendrait la sublimation des morceaux, situés au centre du vase, incomplète. On revêt la marmite extérieurement d'un lut de craie humide ou de cendres tamisées, qui se détachent facilement, après le refroidissement de la cornue, à l'aide d'une brosse. La charge faite, le lut bien pétri et sans grains entre les joints, on arme le chapeau et on place le vase sur un trépied en fer, à $0^{m},20$ environ au-dessus de la grille d'un foyer quelconque. Le tube de dégagement des vapeurs mercurielles traverse le condenseur Liebig, qui consiste en un tube creux, par où passent les vapeurs, enveloppé d'un second tube où pénètre l'eau froide, par l'ajutage inférieur, pour sortir chaude par l'ajutage supérieur. Le condenseur s'ajuste sur un sac en caoutchouc, qui plonge dans un bassin rempli d'eau. Il est imprudent de plonger directement le tube DE ; il faut éviter que les vapeurs mercurielles soient au contact direct de l'eau, à cause de l'absorption et par suite d'une explosion possible. Le sac en caoutchouc a l'avantage de démontrer par ses mouvements la marche de l'appareil ; lorsqu'il se gonfle, il reçoit du mercure ; lorsqu'il s'aplatit, le dégagement a cessé et l'opération est terminée. On préfère comme combustible en Amérique, où cet appareil est très courant, des écorces d'arbre, qu'on allume par le haut du foyer, près de la base de la cornue, et qu'on renouvelle par petites charges, lorsque le feu arrive aux barreaux de la grille. Lorsque le sac de caoutchouc s'est complètement aplati, on donne un dernier coup de feu, qu'on laisse s'éteindre tranquillement, jusqu'à ce que tout l'appareil soit noir. On recueille le sac après 20 minutes de pause avec le mercure contenu, et on laisse l'air froid pénétrer dans la cornue durant 15 minutes. On verse ensuite le contenu de la cornue, qui est de l'argent brut, à raffiner.

Nous indiquons, pour les personnes non habituées à la distillation, toutes ces précautions, indispensables pour opérer avec sécurité.

441. **Castillo.** Murs sur lesquels s'élèvent les *ingenios* (*carcamos* ou *tabladillos*), formant puits pour l'arrivée et la sortie de l'eau motrice des roues horizontales (Voir ces mots.).

442. **Cazo.** (Chaudron.) Cette dénomination s'applique au procédé d'amalgamation qui se fait dans une chaudière à *fond de cuivre* et *à chaud*. Synonyme : *fondon* et, au Chili, Pérou, Bolivie : *fondo;* seulement, dans ces cas, la chaudière est de très grande dimension et l'agitateur est, en général, mis en mouvement par une force motrice hydraulique, ou de bêtes de somme ; dans le cas contraire, des hommes, armés de boules, font le travail (en Bolivie, à Oruro, etc., comme au temps d'Alonzo Barba).

Le procédé du *cazo* (chaudron) se faisait primitivement, comme il a été dit, dans ce pays et plus tard au Mexique, dans un chaudron de cuivre, par petites doses de 500 kilogrammes ; l'ouvrier triturait les minerais, les réactifs et le mer-

cure à l'aide d'une boule en bois fixée au bout d'une perche : le fond agit chimiquement.

L'inventeur, le fameux curé Alonso Barba, donne comme détails principaux du travail, pour réussir *toute espèce* de minerais par l'ébullition en chaudron, *sans les griller*, les manipulations suivantes : 1° broyer les minerais très fin ; 2° les faire bouillir avec ni trop peu d'eau, qui causerait des boursouflements de la masse chauffée, ni trop d'eau, qui donnerait lieu à une trop grande durée de l'opération ; 3° ajouter du mercure en petites doses, mais toutefois suffisamment pour couvrir le fond en cuivre de la chaudière ; le cuivre à l'état d'alliage ne résisterait pas ; — 4° ne pas ajouter d'alun (*millo*), de *copraquiras* (sulfate de cuivre)', d'*orines*, etc. (voir ces mots), nécessaires seulement pour certains minerais (les *plomos*, minerais difficiles) ; il vaut mieux alors griller auparavant ; sans quoi, le chaudron serait vite attaqué ; — 5° prendre des essais de temps en temps, après l'incorporation du mercure et une agitation de deux heures, pour examiner le travail. Quant au sel, Barba paraît le recommander, comme favorisant l'amalgamation et l'accélérant, sans l'indiquer toutefois comme réactif indispensable.

Le procédé au *cazo* est très usité dans l'Amérique du Sud et même au Mexique. On soumet au Mexique les minerais d'argent d'abord aux *arrastres*, mais sans les broyer trop fin, puis on leur fait subir un lavage, de façon à concentrer l'argent dans 2 pour 100 environ de matières à traiter : les pertes d'argent au lavage, déjà sensibles, seraient encore plus considérables sur du minerai trop menu.

La *planilla* est l'appareil de lavage employé (Voir ce mot).

Le chaudron mexicain n'est autre chose qu'une cuve en bois, garnie d'un fond de cuivre ; le diamètre est de 0m,70 à la base, et 1 mètre en haut ; la cuve est placée au-dessus d'un foyer, sans grille, marchant au bois, et avec un seul orifice pour le chargement et la sortie des fumées et des cendres (!). Comme le mercure enlève du cuivre pour la réaction, sur toute la hauteur habituelle où il tient son niveau, on a soin de garnir cette zone annulaire d'une bande mobile de tôle de cuivre, qui se renouvelle après usure. Le fond et les parois de la cuve sont garnis extérieurement d'*adobes*, qui protègent le bois de la cuve contre l'action du feu, dont la température ne doit pas dépasser 100°.

Le sel malgré la prescription de Barba, est ajouté à raison de 20 pour 100 environ de la masse. L'agitation est faite à bras d'homme, si la force motrice manque, et le mercure est ajouté, d'après l'indication des essais (*Prueba en caliente* (181). On épuise la chaudière avec des cuillers en bois, et l'on fait la séparation de l'amalgame d'argent par le lavage.

443. Le travail du *fondon* est le même que celui du *cazo*, mais sur une plus grande échelle, avec agitateur mécanique (mû généralement par des chevaux ou des mulets ou un *ingenio*). Le dessin que nous donnons, fig. 104, du *fondon*, sauf la grille et l'appareil mécanque, est complètement applicable au *cazo* (Voir le mot *Fondon*). En Bolivie, le *fondo* est entièrement en tôle de cuivre, qui y est meilleur marché que celle de fer.

444. **Cazeador.** Ouvrier employé aux chaudières d'amalgamation ou *cazo*.

445. **Chanquiris**. Ouvriers trieurs, travaillant au marteau; *chancadura* signifie cassage et triage. On appelle ces trieurs *pepenadores* au Mexique.

446. **Chiflon**. Canal en bois qui amène l'eau motrice aux roues horizontales à cuiller.

447. **Chua**. Tasse, écuelle, où se fait l'essai du mercure par lavage ; synonyme de : *pureña*, *jicara*, etc.

448. **Cloruracion** (Chloruration). **Hornos de cloruracion**. (Appareils pour chlorurer à chaud) ; fours à réverbère, généralement à une sole (en Bolivie), (à Huanchaca, à double sole), marchant avec la *taquia* (excréments de lama).

La chloruration par voie sèche se fait toujours dans des fours à réverbère

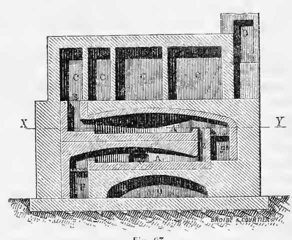


Fig. 93.

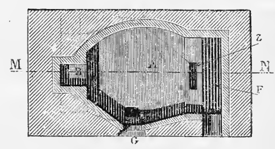


Fig. 94.

fermés : les fours à réverbère de grillage ordinaires servent souvent en même temps de fours de chloruration, en prolongeant la période du grillage et en la terminant par l'introduction des réactifs chlorurants, tels que le sel marin, la carnallite ou sel de Stassfurth ou le gaz chlore [(400), four *Stetefeld*]. (Voir *Désargentation des plombs*, p. 117, art. 182.)

Pour séparer bien les deux périodes de cette opération, il est préférable d'employer deux soles : sur la sole supérieure, on fait le grillage proprement dit; sur l'inférieure, la chloruration. On divise quelquefois même le travail, dans un but d'économie de combustible, en trois périodes, etc., et par suite, l'appareil contient alors quelquefois trois soles : sur la sole supérieure se fait le grillage ; sur celle du milieu la chloruration, et sur l'inférieure on donne le coup de feu final. Les flammes, qui arrivent du foyer sur la sole la plus voisine du feu, parcourent les deux autres étages, avec une intensité calorifique décroissante, en harmonie avec les températures voulues et les réactions à produire, pour chaque période du travail : on utilise ainsi mieux, dans les localités où le combustible est cher, son pouvoir calo-

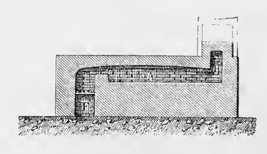


Fig. 95.

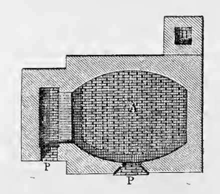


Fig. 96.

rifique. Toutefois, les fours à trois soles exigent presque toujours un supplément de feu de bois : la sole du milieu a également un foyer auxiliaire dans la plupart des cas. (Freiberg, etc.)

449. Nous donnons, comme type des fours de chloruration, celui du Mansfeld, qu'on trouve aujourd'hui dans l'Amérique du Sud, construit en *adobes*.

Le four du Mansfeld, pour grillage et chloruration, est à deux soles superposées ; chacune d'elles a son foyer spécial, mais ordinairement la sole supérieure est

chauffée seulement par les gaz qui viennent du four inférieur. Des chambres de condensation et de dépôt de poussières sont construites au-dessus du four.

Dans les figures 93 et 94, représentant la coupe verticale par MN, et horizontale par XY du four à chlorurer : F, F′ sont les grilles ($2^m \times 0^m,50$), à $0^m,25$ au-dessous du pont et à $0^m,70$ au-dessus du sol; les soles A et A′ ont $2^m,60$ de longueur et, $2^m,60$ de largeur au centre et $0^m,70$ au pont ; elles sont en briques réfractaires ; les voûtes sont à $0^m,50$ de hauteur. G, porte de travail; Z, carneau de communication des 2 soles ; B, carneau de sortie des gaz aux chambres de condensation C, C, C, ($3^m,35$ de longueur totale, $1^m,45$ de hauteur et $2^m,60$ de profondeur) ; D, conduit à la cheminée ; O, voûte, en dessous de la première sole, où les wagonnets en tôle reçoivent la décharge du minerai grillé et chloruré.

450. Les figures 95 et 96 représentent les coupes verticale et horizontale des fours de chloruration à une sole. *F*, foyer ; *A*, sole ; *H*, carneau ; *P*, portes du foyer et de travail.

Le four à réverbère à une sole, dit four de Freiberg, avec ses quatre cheminées d'appel devant les portes de travail, représenté p. 231 du Complément de la Métallurgie du Cuivre, et le four hongrois de Cramer surtout, représenté page 235, *ibidem*, sont fréquemment adoptés en Amérique.

451. Nous représentons, fig. 97 et 98, la perspective en coupe verticale et une coupe horizontale du four de chloruration à deux soles, employé autrefois sur une très grande échelle à l'usine d'amalgamation de Halsbrücke (Saxe), et qu'on retrouve également sur le nouveau continent. Le dessin est emprunté à M. B. Kerl.

D, première sole inférieure, avec deux portes de travail opposées C, garnies d'un rouleau en fer pour guider les spadelles ou râbles : A, grille et B, cendrier.

E, sole supérieure, pouvant recevoir au besoin la flamme du foyer auxiliaire G. La communication des deux soles se fait par deux orifices, l'un à section quadrangulaire (près de la grille), l'autre à section circulaire. Les voûtes *m*, *m′* de chaque four sont très surbaissées. Les gaz passent dans des chambres de condensation X et finalement à la cheminée M, N. K, appel d'air.

On se sert pour la chloruration, au Colorado, de fours à moufles de 22 mètres de longueur et $2^m,25$ de diamètre ; ils se sont toutefois peu généralisés. On leur a préféré le four de Howell et surtout celui de *Stetefeld*. On exécute la chute du minerai, dans ce cas, après l'avoir mélangé préalablement avec du sel marin et, dans quelques usines, du soufre (?). Dans l'usine de Reno (Nevada), on produit 20 tonnes de minerai chloruré par 24 heures, qui, dans le four de *Stetefeld*, ne coûtent, (6 pour 100 de sel compris), que 3,52 dollars (fr. 17,60) la tonne anglaise, tandis que la même opération, au four à réverbère ordinaire, coûtait de 11 à 12 dollars (55 à 60 fr.).

452. Le four à cuve de l'appareil *Stetefeld* a été combiné par M. *Deetke* avec le four à réverbère. En réalité le haut du four *Deetke* est l'appareil à chicanes de *Gersten* (*Gerstenofen*), dont le lecteur trouvera la description détaillée et les dessins dans le Complément de la Métallurgie du Cuivre, pages 222 et suivantes.

Fig. 97.

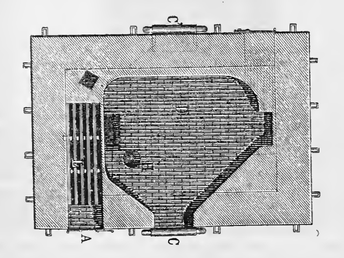


Fig. 98.

La fig. 99 représente cet appareil. Il se compose du four vertical O, à chicanes, par lequel descend le mélange de minerai et de sel marin ; l'entonnoir O′ le laisse passer dans le four à réverbère B, garni de 4 portes de travail. La charge y reçoit le coup de feu, après avoir subi pendant sa descente verticale l'action des gaz chlorurants du réverbère qui, par la fermeture du registre E de la cheminée D, sont obligés de passer dans le four à chicanes O, à sa base, pour s'écouler dans ladite cheminée D. Voici les autres détails du fourneau : un regard en A, permet à l'ouvrier d'observer et d'admettre l'air à la hauteur de l'entonnoir ; par un trou de déchargement G, au centre de la tôle, on reçoit le minerai chloruré dans des wagons en tôle ; la grille H a son cendrier en G′ ; une pierre de fondation solide P, soutient les maçonneries élevées de la colonne *Gerstenofen* et de la cheminée.

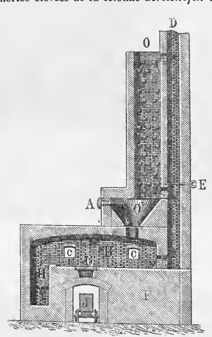


Fig. 99.

453. On trouve encore en Amérique le four *Grosby*, qui est en somme un four à réverbère de 3 mètres de long, 2m,25 de large et 3m,10 de profondeur, avec parois formées de plaques percées d'un grand nombre de trous. La matière à chlorurer est préparée et humectée avec de l'eau de mer et de la paille hachée, puis disposée sur la sole dont on a, au préalable, au moment du chargement, bouché les orifices avec des pièces de bois. Lorsqu'on retire ces dernières, on a préparé des canaux à la flamme du foyer, situé à la partie inférieure de la sole et qu'on maintient en feu, durant toute la durée de l'opération (50 à 60 heures pour une charge de 40 tonnes).

454. Le four *Kent* est un simple four à cuve ordinaire, où le minerai est

calciné, comme dans les fours à briques, sous forme de briquettes moulées contenant 3 pour 100 de sel en cristaux.

Indiquons en passant que le grillage et la chloruration dans une chaudière en fonte ouverte, sous l'action d'un courant d'air comprimé, le minerai flottant sur un bain de plomb sous-jacent et dont les détails sont donnés page 244 du Complément de la Métallurgie du Cuivre, pourraient être appliqués souvent avec avantage dans certaines localités (Système *Roswag*).

455. Pour terminer ce qui concerne la chloruration, il nous paraît utile d'indiquer les divers genres d'essais pratiqués pour juger de la marche et de la terminaison de la réaction chlorurante.

1re *méthode*. On pèse un poids donné de la masse; on prend la teneur en argent par scorification et coupellation du plomb. On prend ensuite un poids égal, qu'on attaque sur un filtre par une dissolution chaude d'hyposulfite de soude, et on continue jusqu'à ce que la liqueur qui passe ne donne plus de précipité par une dissolution de sulfure de sodium. Le résidu est lavé à l'eau chaude, à fond, scorifié et essayé pour argent. La différence des deux essais pour argent indique quelle est la quantité d'argent qui a été chlorurée; le titre du second essai indique celle qui reste à chlorurer encore.

2e *méthode*. On peut dissoudre le chlorure d'argent par l'ammoniaque. M. Molte précipite le chlorure par l'acide nitrique dans un tube cylindrique gradué, et, par comparaison entre les hauteurs du précipité dans le tube, il juge des progrès de la chloruration.

3e *méthode*. Au lieu de la dissolution d'hyposulfite de soude, on peut se servir d'une dissolution chaude et concentrée de sel marin, dans le but de dissoudre le chlorure d'argent; on continue l'attaque, jusqu'à ce que la solution salée ne donne plus aucun précipité blanc bleuâtre sur une lame de cuivre, ni ne se trouble avec addition d'eau.

456. **Cochas.** Grands bacs en maçonnerie, où l'on recueille, au Pérou, les boues des minerais, porphyrisés sur la *taza* ou *solera* des *arrastres*. On les laisse sécher à l'air, jusqu'à ce qu'elles aient la consistance de pâte. Ces boues n'ont pas la même finesse de grain : celles à gros grains se déposent les premières et s'appellent *relaves* ou *relavanes;* les plus fines, qui sont les meilleures, s'appellent *llama*.

457. **Cancha, Placeta.** Aire et lieu de dépôt de minerais, à l'orifice des puits d'extraction, placés en tas, pour le triage ou préparés définitivement pour la vente aux usines.

458. **Crujidor**; en anglais **Crushmill**. (Concasseurs.) Les systèmes de concasseurs sont fort nombreux : celui de Waplar, celui de Karr, et ceux de divers autres constructeurs ont souvent été préconisés pour leurs avantages et leur rendement. Notre propre expérience de tous ces appareils nous porte à citer ici surtout le moulin le plus répandu en Amérique (nord et sud), de Blake; en France, celui de Jacometti, successeurs de MM. Huet et Geyler, imitation de l'appareil de Blake,

et enfin le concasseur Anduze; l'appareil de mouture pour triturer fin de M. Anduze n'est pas aussi réussi que le concasseur : les meules à dents en fer acéré, creuses et pleines, s'emboîtant les unes dans les autres, ne résistent pas à une mouture prolongée de quartz très durs et surtout de mattes cuivreuses.

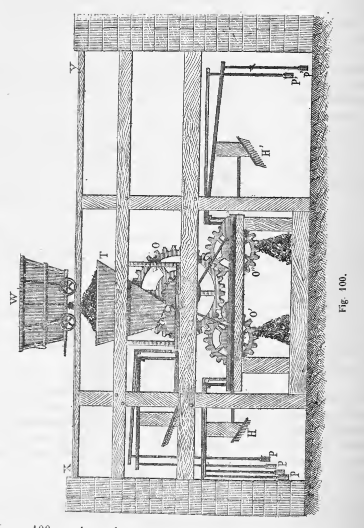


Fig. 100.

La figure 100 représente le concasseur ou broyeur qu'on trouve dans la plupart des exploitations espagnoles; il est placé sur une voûte et fonctionne avec un appareil de traction ou manège à mulet ou cheval représenté fig. 101. A, brancard; B, arbre vertical; C, roue d'engrenage; D, arbre de couche; E, poulie motrice. Le wagon chargé de minerai arrive au-dessus d'une trémie, qui distribue la matière à un jeu de deux cylindres broyeurs, avec ou sans cannelures, lequel à son tour les distribue à un double jeu de cylindres moins gros et inférieurs, broyant un peu plus fin : le jeu de cylindres supérieurs reçoit le nom de *dégrossisseur*. Les

trois jeux sont garnis de contrepoids, qui écartent les cylindres, quand les pierres qui se présentent sont trop grosses ou résistent à l'écrasement.

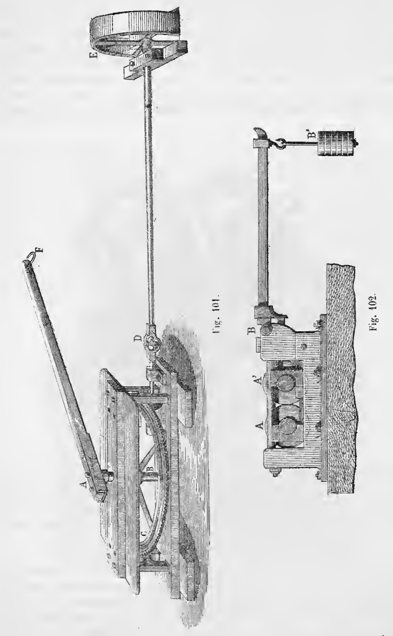


Fig. 101.

Fig. 102.

La fig. 102 indique l'agencement des contrepoids, indispensables pour éviter les ruptures des coussinets, des axes, etc. ; A, A' cylindre ; B, B' levier et contrepoids.

459. La fig. 103 représente le concasseur à mâchoires de Blake, qui broie actuellement des millions de tonnes de minerais, surtout de quartz aurifères, dans le nouveau continent, principalement sur toute la côte du Pacifique.

Les joues et la carcasse de la machine Blake sont de solides masses de fer : le mouvement des mâchoires est obtenu à l'aide d'une simple bielle et d'une excentrique, mises en mouvement par un axe, équilibré par deux puissants volants E, E', et recevant son action d'une machine à vapeur, à l'aide d'une forte courroie D. La matière est introduite par le haut entre les deux joues ou mandibules (*jaws*), A et B, dont l'une B, est en constante motion mécanique : toutes deux convergent vers la base, de telle sorte que les pierres, introduites par l'orifice de chargement, à

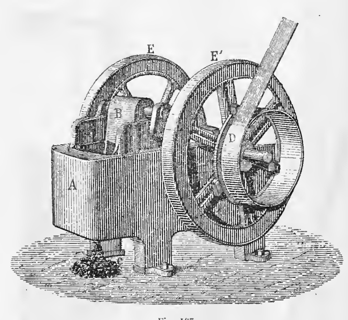


Fig. 103.

mesure qu'elles se brisent, glissent à un niveau inférieur et finissent par tomber sur le sol à la dimension déterminée par l'écartement des mâchoires. La section d'entrée fixe généralement la puissance de l'appareil : cette section est en moyenne de $0^{m},25$ de largeur, (pouvant aller à $0^{m},35$), pour $0^{m},10$ de profondeur, (pouvant aller à $0^{m},35$).

460. Le concasseur de M. Anduze consiste essentiellement en une grande et lourde roue verticale, en fonte, formant volant plein, qui présente sur une ligne spirale tracée autour de l'axe, une série de couteaux triangulaires d'acier, traversant l'épaisseur de la roue, dans des encoches, et coincés horizontalement de manière à déborder de quelques centimètres à droite et à gauche d'elle, en se rapprochant de plus en plus de l'axe central. Ces couteaux passent à chaque rotation et à raison de 800 tours par minute, à travers une grille, formée également

en couteaux d'acier, placés à la base de la caisse destinée à recevoir la charge des minerais. Le minerai renfermé dans cette caisse reçoit donc à chaque tour de roue de 7 à 9 coups de chacun des couteaux d'acier, ce qui correspond à 6400 coups environ par minute : le minerai, sous ces chocs, passe rapidement à travers la grille et tombe au-dehors broyé (à raison de 1 tonne par 20 à 22 minutes) en morceaux de la grosseur d'une petite noix. L'appareil se trouve chez MM. Mignon et Rohart, constructeurs à Paris ; il exige de 6 à 8 chevaux de force, et ne dépasse pas 3200 à 3500 francs.

461. **Cucharas.** (Cuillers). Palettes concaves des roues hydrauliques horizontales, recevant l'eau d'une chute.

462. **Estufa.** Calorifère installé sous le *patio* ou cour d'amalgamation, pour le chauffage temporaire de la tourte : cette disposition est adoptée, mais peu généralisée, par les haciendas situées dans les régions froides et pluvieuses du Mexique. La chaleur est appliquée pendant 2 ou 3 jours à la tourte, et le travail se termine de la sorte 13 ou 14 jours (d'après Sonneschmidt), avant le terme qu'il aurait fallu attendre, sans le chauffage; mais on récolte moins d'argent, paraît-il. Cet usage de chauffer le sol où piétinent les mules existait aussi il y a un siècle à Puno, etc., au Pérou, mais a disparu depuis longtemps (d'après Frézier).

463. **Fondon.** La description donnée du *cazo* suffit pour celle du *fondon*, qui

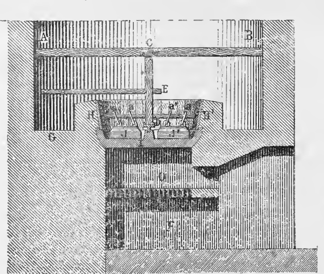


Fig. 104.

n'en diffère que par les dimensions, le foyer à grille et l'appareil mécanique avec lequel on agite et brasse le bain.

La figure 104, empruntée à M. Laur, donne une coupe verticale de l'appareil employé au Mexique aux *haciendas de Matehuala et Catorce.*

Le *fondon* est une cuve en bois H, H′, à fond en cuivre. La masse minérale à traiter est mise en mouvement par un agitateur, garni de *voladoras* J, J′, en cuivre fondu, attachées à des leviers *a*, *a′* implantés dans un arbre vertical EC, et frottant sur le fond de la bassine ; le poids des *voladoras* est de 138 kilogrammes chaque.

Le même arbre porte le brancard d'attelage de la mule E, qui fait le manège dans un sentier annulaire G entourant l'appareil. Sur la grille on brûle du bois (troncs de palmiers et racines d'aloès).

Le diamètre du fond en cuivre est de $1^m,80$; sa profondeur $0^m,10$; son épaisseur $0^m,18$; il présente au centre une crapaudine pour le pivot de l'arbre vertical, symétrique de celle C placée sur la poutre du haut AB ; le fond est lié à la cuve en bois, à l'aide de cercles et d'anneaux en fer.

En Bolivie, à Oruro, etc., le *fondo* est tout en métal, en tôle de cuivre, formant par suite une véritable chaudière métallique.

464. **Jicara.** Sébile ou soucoupe pour les essais de lavage. Synonyme de *pureña*, *chua*. La sébile est quelquefois en corne ou en noix de coco, souvent très soigneusement sculptée à l'extérieur, et constituant alors presque un objet d'art ou de prix.

465. **Ladrillera.** Lingotière en pierre, en fonte, en tôle, en cuivre, pour mouler l'amalgame en forme de briques (*ladrillos*), saumons ou lingots.

On donne aussi ce nom aux moules en fonte, *moldes*, où l'on coule l'argent raffiné.

466. **Lavadores Apuros, Apuradores.** Appareils pour laver les boues d'amalgame. Nous donnons ici le dessin de l'appareil assez usité dans les haciendas, qui n'est autre en réalité que le *Washbottig* de l'usine de Halsbrüke (Saxe).

La fig. 105 représente l'appareil de l'usine de Fresnillo, emprunté au Dr Percy, dessin de M. Saint-Clair Duport ; il se compose d'un manège, XY, à arbre vertical AB, armé d'une grande roue dentée horizontale, D, en bois, qui engrène avec deux lanternes, C, C′, aux sommets de deux axes verticaux, E′ F installés dans de grandes fosses en maçonnerie, GG′, et où un agitateur en bois remue les boues. L'agitateur est constitué par des branches verticales de bois faisant fonction de peigne. L'opération terminée, on recueille l'amalgame réuni au fond de l'appareil.

467. Au Cerro de Pasco, au Pérou, l'appareil de lavage et l'opération elle-même de séparation de l'amalgame d'argent d'avec les boues formées par les gangues, s'appelle *tina* (tinette) : les opérations et les manipulations sont exécutées par les pieds des hommes, en guise d'agitateurs. La matière est emmagasinée en *montones*, près de la porte principale, qui donne accès au *patio* ou *circo*, d'où elle est transportée vers un puits principal en maçonnerie appelé *Capitana* (capitaine), qui communique par une conduite muraillée à découvert, appelée *Acequia*, à deux autres puits, appelés *Relavanes*, situés à quelque distance, à droite et à gauche du puits principal. Ces trois puits et les conduites intermédiaires sont installés de façon à servir à la vidange de trois et même quatre *circos*, suivant leur ordre de travail et de manière à éviter d'inutiles transports. Ils sont revêtus intérieurement

de peaux de mouton (*sabanillas*, draps), avec le poil à l'extérieur : ceux-ci servent de points de retenue et d'arrêt à l'amalgame charrié par les eaux ; ces peaux se recouvrent l'une l'autre, de façon à ce que les boues, amenées par le courant d'eau, d'abord dans le puits *capitana*, puis dans les conduites de l'*acequia* et finalement dans les puits *relavanes*, ne touchent jamais à la maçonnerie. Trois ouvriers, les jambes nues, la hauteur d'eau atteignant la moitié des cuisses, occupent chacun l'un des puits et travaillent, avec les pieds sous l'eau qui charrie les boues, jetées à la pelle et délayées en tête de la *capitana* par un quatrième ouvrier. Le

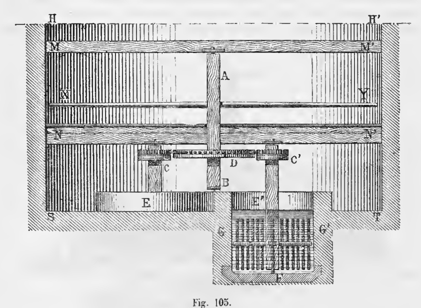


Fig. 105.

piétinement défait et divise la vase, dont les parties stériles (*materias livianas*) et fines sont entraînées par le courant d'eau, tandis que l'amalgame plus lourd demeure retenu sur les poils des peaux. L'opération, faite grossièrement dans le premier puits, s'achève dans les deux autres, où l'on en trouve de grandes quantités qui ont échappé à la première retenue. La tourte entièrement débitée, on relève les peaux de l'*acequia*, qui sont rincées dans les puits, et à leur tour les peaux des *relavanes* sont rincées dans la *capitana*, où finalement tout l'amalgame se concentre et se pétrit en boules avec les pieds. Un lavage jusqu'à ce que l'eau s'échappe claire et transparente, termine l'opération. Ce mode de traitement fort primitif donne lieu à de grandes pertes d'amalgame : une *puruña* (sébile), placée au delà des deux *relavanes*, recueille encore d'abondantes gouttelettes de mercure, qui, au bout d'un certain temps, constituent un poids assez important de métal perdu. Cette perte s'appelle *perdida de tina*.

468. Nous représentons l'appareil le plus usité dans l'Amérique du Nord, sous le nom de *Settler* fig. 106.

Le *settler* américain est ordinairement une chaudière, KK' garnie d'agitateurs et d'un tuyau collecteur de l'amalgame, présentant au centre un cône venu au fond même du vase : il contient à son intérieur un arbre vertical AC, mis en mouvement par des roues d'angle I, situées en dehors et à la partie inférieure, en communication à l'aide de poulies jumelles, avec un moteur, qui lui fait faire de 15 à 20 tours par minute.

Les bras horizontaux, généralement au nombre de quatre, souvent réduits à un seul, qui sont mus par l'arbre, portent une série de blocs de bois ou sabots de diverses formes *a*, *a'*, *a''*, qui mettent le liquide boueux, contenant l'amalgame, en motion assez lente pour que, agité doucement sur toute la surface du fond, les parties métalliques puissent se déposer (*settle*). Comme cet appareil dessert géné-

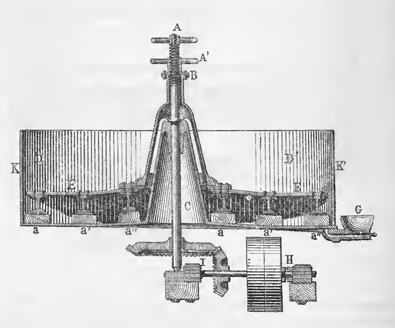


Fig. 106.

ralement les cuves américaines d'almagamation, dites *Pans* (Voyez ce mot), l'écoulement des boues se fait directement de ces derniers dans le *settler*, placé en contrebas. L'opération de lavage, pour la charge d'un *pan* dure ordinairement 4 heures, et se fait avec addition d'eau froide, pour abaisser la température de la bouillie d'amalgamation et l'étendre suffisamment : on maintient de la sorte les molécules stériles en suspension et on laisse l'amalgame se précipiter. Des orifices de décharge, placés à divers niveaux, facilitent la sortie graduelle du liquide, jusqu'à ce qu'à la fin il ne reste plus que le mercure en excès et l'amalgame : le tout est recueilli dans une écuelle placée à la base, d'où on l'extrait pour la filtration et la distillation. Les boues stériles sont généralement classées dans des labyrinthes, ou des *Spitzkasten* (caisses pyramidales allemandes).

469. **Manga**. Sac ou filtre, analogue à nos filtres en feutre des distilleries; garni par le haut d'un anneau en fer, pour le suspendre à une forte tringle ou poutre; il est formé d'un cône en cuir et terminé par un sac de coutil fort; il sert à la filtration de l'amalgame d'argent et à la séparation du mercure en excès : celui-ci est reçu sur une espèce de table creuse, appelée *vilque* au Pérou, tapissée de cuir, formant cuvette ou bassin et où le mercure est recueilli. Dans l'usine de Fresnillo (Mexique), la charge d'un sac est de 1 tonne à $1^t,50$ de matière : l'amalgame, très compact à la partie inférieure, plus mou à la partie supérieure, contient, après filtration, 5 parties de mercure pour 1 d'argent. Il est ensuite dépecé en morceaux ou moulé en briques, dans les *ladrilleras*, sur une table garnie également en cuir; souvent il est coupé et pressé en petites tranches ou en forme de cônes.

On donne aussi le nom de *manga* au tuyau de cuir qui réunit la conduite du vent, dans les fours à cuve, à la base de la tuyère : d'où le nom de four à manche. Dans l'Amérique du Nord, on remplace quelquefois la filtration dont il s'agit par la compression ou par une élimination du liquide à l'aide d'un appareil analogue aux essoreuses. (Voir le mot *Prensa*.)

470. **Marray**. Machine *chilienne* très primitive, pour broyer et au besoin amalgamer le minerai, encore en usage dans quelques localités de cette contrée.

Elle se compose de deux pierres, l'une inférieure, de $0^m,90$ de diamètre, concave, qui reçoit le minerai; l'autre, supérieure, est une boule presque sphérique en syénite dure, de $0^m,60$ de diamètre, garnie de deux hampes en fer à la partie supérieure, au moyen desquelles on fixe sur elle une planche de 3 mètres de long, en bois de cannelle, à l'aide de courroies en cuir.

Deux hommes, assis à chaque extrémité de la pièce de bois, la font balancer et basculer doucement d'une manière continue, de façon à faire rouler la pierre tout en la déplaçant; elle fait ainsi, on le voit, l'office de meule. Du temps d'Alonso Barba, on faisait l'amalgamation dans cet appareil : le minerai stérile se trouve entraîné par un courant d'eau. Synonyme : *Trapiche*. (Voir ce mot.)

En Bolivie, on triture de cette façon dans les rivières, le minerai de cuivre *corocoro* sous l'eau, pour le débarrasser des gangues; il serait aisé de remplacer ce lavage primitif et dispendieux par des bocards ou des appareils plus économiques : la pierre inférieure du *marray* est alors plutôt convexe que concave.

471. **Molde**. Lingotières en pierre taillée en creux, ou en terre cuite, en fonte, etc., pour le moulage de l'argent fondu. Elles donnent des lingots d'un poids minimum de 30 et d'un poids maximum de 75 kilogrammes.

On leur donne aussi le nom de *ladrilleras*, du nom de *ladrillo*, qui veut dire, brique (brique d'argent).

472. **Mata**. Expression usitée au Pérou (Cerro de Pasco) et synonyme de *baño* au Mexique, pour désigner la dernière dose de mercure destinée à ramasser l'amalgame d'argent et le rendre suffisamment fluide. — Désigne également les matte d'usine plombeuses ou cuivreuses.

473. **Ormiguillo**. Expression usitée au Pérou (Cerro de Pasco) pour désigner

l'opération de salure et de mélange intime du sel à la tourte. Synonyme de *salmora* ou *saladura* au Mexique. (Voir ce mot.)

474. **Pans.** (Chaudières d'amalgamation.) Nous donnons ci-après la description de quelques espèces seulement de *pans* ou cuves mécaniques d'amalgamation.

Elles sont fort nombreuses et diverses, dans l'Amérique du Nord principalement. Il y a les *Amalgamating pans* de *Wheeler*, avec perfectionnements de *Varney*, de *Fontaine*, de *Patton* et de *Randalls*. On peut citer encore les *Amalgamating pans* de *Berdan, Denny* et *Robert, Horn, Dickson, Hepburn* et *Peterson, Jordan. Mac Cone, Pck, Britten, Hunter, Readwing, Patton, Gaston, Stevénson;* les *Combinacions pans*, le *Grinding and amalgamating pan* de Ribon et March, l'appareil Bazin, etc. Dans la Métallurgie de l'Or, le lecteur trouvera la description de la plupart de ces appareils.

Nous nous contenterons ici de décrire les plus courants pour l'amalgamation de l'argent.

475. La chaudière de *Wheeler* et *Randall*, représentée figure 107, est la plus répandue.

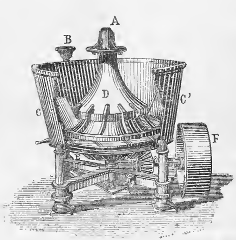


Fig. 107.
D, agitateur ; C, C', *pan*. B, entonnoir de l'huile ; F, poulie.

Cette chaudière d'amalgamation, connue sous le nom de *Excelsior*, présente un fond conique, qui a l'avantage de s'user uniformément, et de triturer convenablement les matières au contact du mercure. L'agitateur est garni de pièces de bois renouvelables et disposées de façon à obliger la matière (*pulp*) à circuler et à se baigner dans le mercure; il peut être levé à différents niveaux, de manière à produire un contact plus ou moins rapproché et à faciliter le chargement. L'appareil a généralement $1^m,30$ de diamètre, un poids de $2^t,5$ et peut passer par charge $1^t,5$ de minerai à amalgamer.

476. Cette chaudière est répandue dans les exploitations aurifères ; mais l'ancienne

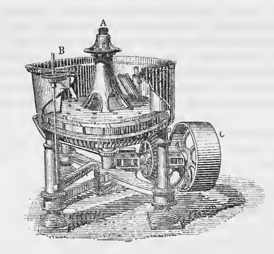


Fig. 108.

Fig. 109.

machine *Weeler*, moins parfaite et représentée fig. 108, l'est encore davantage. Le fond de l'appareil est plat : la disposition adoptée pour le graissage de l'axe est analogue à celle en usage pour les essoreuses ou turbines ; c'est un tube latéral qui apporte l'huile, versée dans le haut, au pivot inférieur dans le godet où il tourne. Dans les deux types que nous donnons, le mouvement de rotation de l'agitateur est produit par une roue d'angle, qui engrène avec une roue dentée horizontale, venue à la fonte sur la base même extérieure du fond de la chaudière ou *pan*.

477. L'amalgamateur de *Ribon* et *March*, assez généralisé, est représenté figure 109. Pour les laveurs correspondants à ce genre d'appareils, appelés *settlers*, voir le mot *Lavaderos* et fig. 106.

L'agitateur AC porte six bras, avec six sabots D, D, en acier à la base, moitié en métal, moitié en bois : un double fond reçoit de la vapeur pour chauffer les boues (*pulp*). Le diamètre est de $1^m,50$; la profondeur du chaudron ou *pan* : $0^m,45$; la charge de 600 kilogrammes et le poids total de l'appareil de 2 tonnes, sans les bois de support. La chaudière seule pèse 800 kilogs, l'agitateur 313 kilogs, le fond 415 kilogs et chaque sabot 25 kilogs. Le prix est de 1750 francs environ.

La cuvette où se rend le mercure avec l'amalgame est à cadenas de sûreté, pour éviter les vols.

478. La figure 110 représente le curieux *Amalgamating pan* de *Readwing*, qui

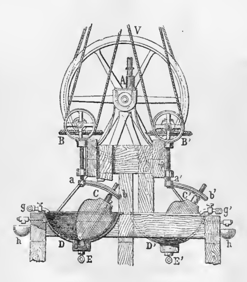


Fig. 110.

consiste en deux cuvettes ou capsules latérales D, D', où le minerai est broyé par le roulement de deux pilons ellipsoïdaux, C, C', dont l'axe passe par les pôles et qui sont assujettis par la partie inférieure à tourner dans un godet, E, E' où se trouve le mercure ; ils sont mus par la partie supérieure par une glissière-guide,

ab, *ab′* qui fait sa rotation autour d'un axe vertical pour chaque capsule. La matière arrive par un tuyau dans une boîte ou auge, A, située au même niveau que le centre du volant moteur V et qui distribue automatiquement la pulpe ou matière à traiter dans les deux capsules. Les tuyaux d'adduction de l'eau claire et de décharge de l'eau chargée de la matière stérile en suspension ; les tasses inférieures des capsules où se trouvent l'amalgame et le mercure, et garnies pendant le travail de cadenas de sûreté, ainsi que tous les autres détails du dessin, se comprennent facilement. Le mouvement des deux axes, qui font mouvoir en cercle les glissières, est obtenu par des roues d'angle, B, B′ dont les pignons tournent par l'intermédiaire de courroies ou de câbles placés à cheval sur une poulie centrale reliée au moteur et placée vers le haut en dehors du dessin.

479. La figure 111 représente l'appareil *MacCone* : ce qui le caractérise, c'est un double axe ABC, à crapaudine extérieure et des sabots en bois et acier F, F′, creusés en forme de canaux à leur partie inférieure, pour diriger le courant des boues d'amalgamation et les forcer à suivre une route donnée. Un double fond, venu à la fonte ou boulonné au fond supérieur, renouvelable alors, après usure, permet de chauffer la pulpe, à l'aide de la vapeur.

480. La figure 112 représente l'appareil *Patton*, analogue au précédent sous plusieurs rapports : le mouvement est également placé à la base, hors de la chau-

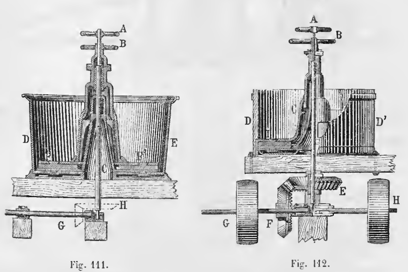


Fig. 111.

Fig. 112.

dière à l'aide des roues d'angles F, E et des poulies motrices G, H ; le double fond est agencé de la même manière : ce n'est que la disposition des sabots et la cuve, D D′, qui est en bois cerclé de fer, qui diffèrent réellement.

481. Enfin la fig. 113 représente l'appareil Bazin, fondé sur la force centrifuge.

Une cuvette en tôle, noyée sous l'eau et garnie de mercure (150 kilogrammes environ), reçoit un mouvement rotatoire par la base, au moyen de roues d'angle et d'un moteur : le mercure, au bout de quelques minutes, s'élève et forme une cuvette de vif-argent, d'une faible épaisseur ($0^m,02$) et de la même figure qu'elle; il présente à la pulpe, qui arrive par l'entonnoir E, une grande surface pour l'amalgamation, à laquelle la molécule métallique d'argent ne peut échapper. L'action dissolvante du mercure est augmentée par l'addition de 1 pour 100 de sodium métallique et par le courant d'une petite pile ou d'une machine électrodynamique, mise en mouvement par le moteur. Les détails de cet ingénieux appareil d'amalgamation, créé sur des bases fort logiques et nouvelles, consacrés par la

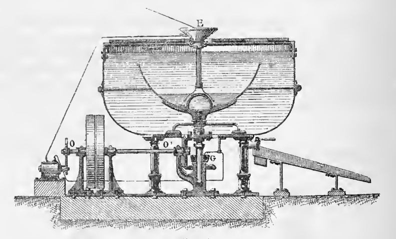


Fig. 113.

pratique, sont donnés dans la *Métallurgie de l'Or*, à laquelle nous renvoyons le lecteur. OO' est l'axe moteur; E, l'entonnoir; G, le godet où trempe l'électrode.

482. **Pila**. Cuve, bassin, bac, citerne.

483. **Piña**. (Ananas.) Nom qu'on donne à l'argent moulé en petits cônes résultant de la sublimation. On donne aussi quelquefois ce nom au support vertical en fer, chandelier, qui reçoit les assiettes (*platos*), sur lesquelles on place l'amalgame à distiller, dans la cloche (*capellina*, *caperuza* ou *campana*. (Voir ces mots.)

484. **Platos**. Assiettes sur lesquelles on dépose l'amalgame d'argent à distiller, et fixées à la *piña* ou *candelero*, support placé au centre de la cloche (*capellina*, *caperuza* ou *campana*) de sublimation.

485. **Planilla**. Appareil de lavage, consistant en un caisson de planches inclinées recevant une nappe d'eau, et sur lequel on fait un travail analogue à celui de la table dormante.

La figure 114 représente une coupe verticale et la figure 115 une projection horizontale de la *planilla*. A, canal adducteur de l'eau; B, *planilla* proprement dite ou table dormante, sur laquelle opère le balai de l'ouvrier, quand il a débourbé à la tête de l'appareil, vers B, toutes les boues ou *llamas* de la tourte. Un caisson C de classification (dans certaines *haciendas* seulement) sépare les résidus stériles en catégories : c'est dans les premiers compartiments qu'on recueille les

Fig. 114.

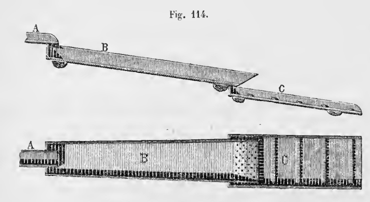


Fig. 115.

marmajas, ou pyrites destinées à la fabrication du magistral (219). En somme, cet appareil est une véritable table dormante allemande, dont la *planilla* ne diffère que parce qu'elle s'installe sur le sol avec quelques planches ordinaires, rejointoyées avec de l'herbe, de l'argile et de la bouse de vache ou de lama ; le balai, *escoba*, est fait d'herbes fines, à tiges longues. Des ressauts en bois pour arrêter l'amalgame et le mercure échappés au lavage sont placés dans le caisson C de la *planilla*.

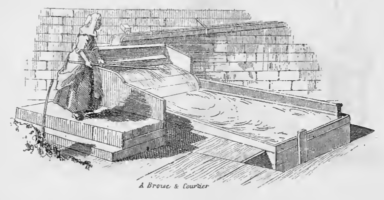


Fig. 116.

486. La figure 116 est la table dormante ordinaire, assez peu usitée en Amérique, mais fort en usage jadis en Saxe (à Halsbrücke), en Hongrie et à Hien de la

Encina (Espagne). Le minerai est jeté sur le haut du caisson et travaillé sous l'eau, qui arrive en nappe étendue d'un canal supérieur; les outils sont la pelle, le râble ou râteau et le balai.

Les molécules les plus lourdes restent dans le haut de la table; les particules spécifiquement plus légères sont entraînées par l'eau dans des rigoles, où les boues ou schlamms se classent.

487. **Postura.** Expression courante au Pérou pour désigner l'opération de la distillation sous cloche. (Voir *Campana, Capellina, Caperuza.*)

488. **Pozos.** Voir les mots *Capitana* et *Relavanes*, puits où l'on fait l'opération du lavage de l'amalgame à la *tina*, au Pérou.

489. **Prensa.** Presse pour comprimer l'amalgame, et remplaçant la filtration. (Voir le mot *Manga.*)

La presse était surtout en usage à Huelgoat. Le mercure, chargé d'amalgame d'argent retiré des tonnes d'amalgamation (voyez le mot *Toneles*), est filtré à travers un disque de bois de hêtre, fixé au fond d'un cylindre en fonte, dans lequel l'amalgame solide, au titre de 20 à 33 % d'argent, demeure concentré, tandis que le mercure en excès, s'écoulant à travers les pores du bois, se rendait au réservoir de mercure, sans autre travail de la part de l'ouvrier, qui ne touchait ni à l'amalgame ni au mercure, qu'une simple manœuvre de robinets.

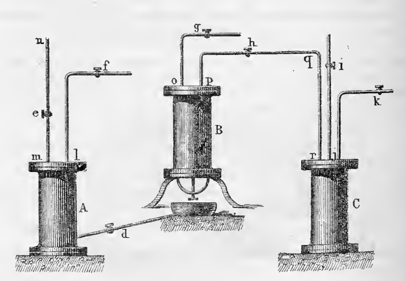


Fig. 117.

L'appareil, qui ne s'est pas généralisé et qui cependant est excellent et simple, est représenté fig. 117. Il se compose de 3 cylindres A, B, C : celui qui contient le filtre en bois est celui du milieu, B. Les trois cylindres communiquent avec une

presse hydraulique, non représentée, à l'aide des trois tuyaux k, g et f, garnis de robinets. La presse hydraulique envoie de l'eau comprimée par ces tuyaux, à tour de rôle. Dans le premier cylindre C, on introduit le mercure par le tuyau ij, et on ferme le robinet i lorsque la charge est faite. On ouvre le robinet k et on fait la pression ; l'eau envoie le mercure dans le cylindre B, par le tuyau $rqhp$, en ouvrant le robinet h. Lorsque le mercure est passé, si l'on ferme ledit robinet h, et on ouvre le robinet g, en communication avec la presse, le mercure liquide, se séparant de l'amalgame solide, filtre par la base du cylindre B, garni de bois, à travers les pores de ce dernier et se rend dans la cuvette en tôle située au-dessous. L'écoulement du mercure se fait au cylindre A par le tuyau d, dont le robinet est ouvert, jusqu'à ce que tout le liquide soit rendu. On ferme alors ce robinet ; on ouvre le robinet e, sur le tuyau en, en communication avec le réservoir supérieur de mercure ; on ouvre également le robinet f, en rapport avec la presse hydraulique, et le métal filtré se rend audit réservoir, par suite de l'affluence de l'eau comprimée. Cet appareil fonctionne actuellement, dit-on, à l'usine de Fresnillo (Mexique).

490. **Puruña** Sébile pour l'essai au lavage du mercure, de la tourte (Bolivie).

491. **Puruñar.** Seconde partie de l'essai de la tourte au mercure, lorsque l'amalgame apparaît séparé des gangues stériles. (Voir plus loin § IV.)

492. **Relavanes.** Puits secondaires dans lesquels se fait le lavage de l'amalgame à la *tina* au Pérou. (Voir ce dernier mot.)

493. **Retorta** (en anglais *Retort*). Cornue en terre, en forme de poire, munie d'une rallonge; on distille ainsi l'amalgame dans la province d'Ancachs (Pérou). La cornue est cassée à chaque fonte (voir fig. 77). Elle est remplacée presque généralement par les appareils à cylindres verticaux ou horizontaux, décrits à l'article *Capellina*, *caperuza* ou *campana*. (Voir ces mots.)

494. **Sabanillas.** (Draps de lit.) Peaux de mouton qui garnissent les puits de la *tina* et les conduites (*acequia*), pour arrêter, pendant le lavage, l'amalgame séparé des boues.

495. **Tabladillo.** *Arrastre* ou moulin, marchant sous une chute et dans lequel l'eau motrice est reçue par la tête; la mouture se fait alors en contre-bas de la roue à cuillers. (Voir le mot *Arrastre.*)

496. **Tahona.** Moulin à deux meules horizontales, analogue aux moulins à farine européens et mû par des mules.

497. **Taza** ou **Solera.** Base ou sole de l'*arrastre* ou moulin, sur laquelle roulent les *voladoras*, pour la prophyrisation des minerais d'argent.

498. **Templador.** Pilier central en maçonnerie du *patio* ou *circo*, d'où le muletier gouverne les chevaux et mulets qui piétinent la tourte.

499. **Tina.** C'est le procédé d'amalgamation à la cuve : cette cuve ou bac, en bois, reçoit un agitateur ; le travail se fait sans fond de cuivre ni feu ; anciennement pratiqué en Norwège, introduit ensuite en Amérique, sous le nom de *système Cooper*,

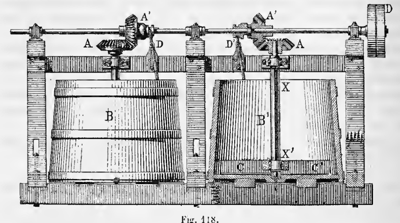


Fig. 118.

du nom de l'introducteur, il est en usage sur une assez grande échelle au Chili, surtout dans la vallée de Copiapo et à Thunder Bay Silver Works, au Lac Supérieur (Canada). La figure 118 représente une coupe verticale longitudinale de cet appareil d'amalgamation ; la figure 119, la coupe transversale.

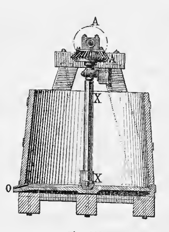


Fig. 119.

Les cuves B, B' sont en bois, marchent à froid, présentent un fond en fer fondu ou forgé CC'. Un agitateur en fer XX' et à axe vertical, commandé par des roues d'angle AA', produit le malaxage. Nous avons dit que le mot *tina*, qui signifie tinette, reçoit dans l'Amérique espagnole trois sens divers. 1° Quand l'appareil mar-

che à froid, il reçoit la dénomination de *Systema de la tina* ou *Cooper;* 2° quand il marche à chaud, et fait l'office en réalité du *cazo* ou *fondo* ou *fondon*, on l'appelle *tina* en Bolivie. 3° Enfin le système des trois puits en maçonnerie, garnis de peaux de mouton, pour arrêter l'amalgame lors du lavage des boues de la *torta* ou *llama*, s'appelle également *tina* au Cerro de Pasco et généralement au Pérou. En résumé le mot *tina* ne signifie pas autre chose que *cuve*, et il serait opportun de supprimer cette dénomination pour spécifier une méthode d'amalgamation, qui tantôt se fait à froid, comme en Norwège, dans la Californie, etc., et au Chili (Cerillos, Transito, Ossa, Pavillon, Punto del Cobre), tantôt à chaud, comme en Bolivie (Oruro, Huanchaca, etc.).

Diamètre des cuves : $1^m,80$ à 2 mètres à la base, diminuant un peu vers le haut; profondeur : $0^m,90$.

500. **Tintin.** Espèce de mortier en pierre servant à broyer et, au besoin, à amalgamer les minerais. Le mortier a $0^m,25$ de diamètre et autant de profondeur, reçoit le minerai en menus morceaux, qui y est broyé avec un pilon en fer, par un ouvrier, au contact du mercure et sous un filet d'eau; cette dernière entre par un côté et sort par l'autre, en entraînant les matières stériles, après avoir laissé le métal fin, or et argent, dans le mercure. Le mortier est nettoyé toutes les fois que l'épaisseur d'amalgame indique que le mercure est saturé. Les boues qui s'échappent de l'appareil sont ensuite traitées au *patio, circo* ou *buytron*. Le mot *tintin* tire probablement son origine du son que le mortier donne sous le choc du pilon en fer. Cet appareil, d'un rendement fort restreint, n'est plus en usage que dans des *haciendas* très peu importantes.

501. **Toneles** ou **Bariles** (en anglais : **Revolving barrel** ou **Amalgamating barrel**). Tonneaux d'amalgamation. On distingue les procédés à froid ou méthode européenne, méthode de *Halsbrücke, Huelgoat, Hiendelaencina*, etc., et les procédés à chaud ou méthode américaine (*Reese River process* et *procédé Krönke*).

502. Le *procédé européen*, pratiqué à Freiberg, Arany Idka, Fernezely, Huelgoat, Hiendelaencina, Mexique (à l'état d'essai), etc., comprend une chloruration préalable du minerai broyé fin au four de chloruration, puis la réduction au tonneau. (Voir *Cloruracion.*)

Le minerai est introduit dans des tonneaux contenant du fer métallique, à l'état de vieille ferraille décapée et de l'eau. Après un certain temps de roulement, on introduit le mercure, et, l'opération terminée, on fait le décantage des boues stériles et de l'amalgame d'argent, qui est filtré et distillé. Les boues sont séparées des molécules de mercure et d'amalgame disséminées dans la masse, à l'aide d'agitateurs installés dans des lavoirs appelés *Washbottig*. (Voir le mot *Lavaderos.*)

Les figures 120 à 123 représentent le système de tonneaux établi autrefois à Halsbrücke (Saxe), dont l'usine d'amalgamation était admirablement organisée et a servi de modèle à plusieurs autres installations, entre autres à celle de la *Fabrica Oportuna*, à Hiendelaencina (Espagne).

La figure 120 représente une projection horizontale de l'un des tonneaux de l'atelier d'amalgamation. G est le tonneau, roulant sur un axe en fer *aa* ; N est la

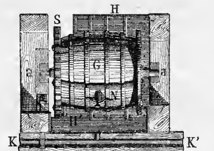


Fig. 120.

Fig. 121.

bonde garnie d'un étrier avec vis de pression ; S la roue dentée qui lui communique le mouvement de l'arbre moteur, à l'aide d'une grande roue dentée : un appareil de débrayage permet d'arrêter le mouvement du tonneau; HH′ est une caisse triangulaire placée au-dessous du tonneau, où l'on vide les boues stériles, qui se rendent aux appareils laveurs (*Washbottig*) ; KK′ est le canal où l'on reçoit le mercure contenant l'amalgame d'argent produit.

La figure 121 représente une coupe verticale en hauteur des deux étages de l'atelier. OO est le plancher de l'étage supérieur, où se trouvent élevés par des monte-charges le minerai, le sel, le fer (quelquefois le cuivre). La charge se fait par des trémies verticales cylindriques AA′ et se rend par des cônes B, B′ en tôle, terminés par des tuyaux en cuir CD, C′D′ relevés pendant la marche (comme on le voit dans la partie du dessin située à gauche) et communiquant avec le tonneau par l'orifice de la bonde D′ (comme on le voit dans la partie du dessin située à droite), lorsqu'on opère le chargement, qui se fait à l'étage inférieur QQ. Les tonneaux G et G′, en coupe, présentent, sur leur contour extérieur, les roues dentées S, S′ qui engrènent

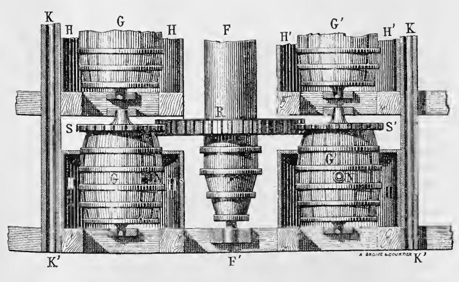


Fig. 122.

avec la roue centrale motrice R, montée sur l'arbre, dont l'axe est figuré en F. Ces tonneaux sont garnis à l'intérieur de ressauts, formés par les queues des dents en bois : ils produisent, pendant la rotation, avec la ferraille, le malaxage des matières que le tonneau renferme. La bonde N est percée d'un canal central bouché par une vis de pression; c'est par cet étroit orifice que s'écoule l'amalgame liquide plus lourd que la pulpe, en se séparant de la ferraille qui est retenue dans le tonneau. La vidange de la pulpe se fait en ouvrant la bonde en entier. Le mercure est écoulé par le tuyau I, où il est guidé par un tube en cuir qui prend la place du bouchon enlevé à cet effet, et se rend dans le canal latéral en bois K incliné. La vidange des boues, le bouchon replacé, se termine dans la caisse H, d'où les matières

se rendent aux appareils laveurs, par les conduits en bois LL′, situés en contre-bas de la caisse.

On remarquera sur le dessin quelques autres détails : à un niveau intermédiaire aux deux étages, le canal E amène le mercure, d'où il est distribué dans les tonneaux d'amalgamation. L'eau est amenée dans les cuves placées sur les planchers P, P′, en ouvrant les clefs *aa′*. Les plans inférieurs MM′ retiennent les matières déversées par mégarde en dehors des tonneaux et les fuites de liquide.

La figure 122 représente une projection horizontale d'une partie de ce même atelier : FF′, arbre moteur portant la roue dentée R, communiquant le mouvement de rotation au système de tonneaux G, G, G′, G′, par les engrenages S, S′, qu'on peut débrayer à volonté ; H, H′, caisses de vidange ; KK′, canaux du mercure ; NN′, bondes de vidanges.

L'amalgamation aux tonneaux a été longtemps exécutée à Huelgoat (Bretagne). L'atelier se composait de 8 tonneaux. Anciennement on soumettait les minerais (terres rouges contenant argent natif, chlorure et bromure d'argent) à une digestion avec du magistral (6,20 de sel marin ; 1,50 de sulfate de fer, renfermant 5 % de son poids de sulfate de cuivre et 1 d'alun, pour 100 de terres rouges calcinées).

C'était un procédé qui empruntait à l'Amérique la chloruration par voie humide et la réaction chimique du magistral : les bromures et chlorures d'argent, noircis par la lumière, devenaient de la sorte solubles dans le sel marin. Depuis, par suite de variations dans la nature du minerai, on en était revenu à la méthode de Freiberg, c'est-à-dire à la chloruration par voie sèche, au four à réverbère. L'établissement ne fonctionne plus.

503. Dans le *procédé américain*, on a quelquefois rendu les tonneaux fixes ; alors les matières sont remuées à l'intérieur à l'aide de plaques de fer ou de cuivre formant agitateur (c'est l'appareil de *Veatch*) : la chaleur est produite par la vapeur admise dans le centre de l'axe de l'agitateur.

A Reese-River (Nevada), les tonneaux sont mobiles, comme à Halsbrücke, seulement leurs dimensions sont presque doubles : largeur $1^m,60$; diamètre $1^m,30$. A Pelican Mine (Colorado), ils atteignent 2 mètres de longueur et $1^m,20$ de diamètre. L'installation est d'ailleurs analogue à celle de Saxe.

504. L'amalgamation par tonneaux existe également au Chili, sous le nom de procédé de *Kröncke*, où il a remplacé successivement les procédés du *patio*, celui du *cazo* et même celui de la tinette norwégienne (*tina* ou *Cooper process*). Les tonneaux ont $1^m,80$ de long et $1^m,50$ de diamètre.

Le procédé Kröncke est caractérisé par l'introduction dans les tonneaux d'une première dissolution concentrée de chlorure de sodium, puis d'une seconde de chlorure de cuivre. L'amalgame obtenu est fort cuivreux ; mais on le purifie après coup, par un lavage au mercure ou amalgamation spéciale, dans un tonneau à part, avec de l'eau et une dissolution de carbonate d'ammoniaque. Ce procédé ne s'est pas généralisé encore.

505. **Trapiche**. Autre espèce de moulin *chilien* pour broyer et, au besoin, amalgamer le minerai, et dont le *marray* est une variante. (Voir ce mot.) C'est tout simplement le broyeur en usage chez nous pour les olives, les mortiers, les choco-

lats, consistant en une roue pleine verticale (en fonte ou en pierre), attachée à l'axe moteur vertical et roulant sur une sole concave également en fonte ou en pierre, où l'on jette le minerai. Cette sole s'appelle aussi *taza*. La roue est montée sur une barre de fer centrale, par laquelle elle est reliée à l'arbre et traîne un racloir. Au lieu de roues verticales pleines, on emploie également, mais moins souvent, des pierres horizontales taillées en cônes mus par des mulets, attelés à des brancards dans un manège. Le mot *trapiche* s'applique encore aux moulins à sucre de canne, etc. Les *trapiches* du Chili, construits d'une manière analogue, sont fréquemment mis en mouvement par une roue hydraulique à cuiller, située au-dessous et montée sur le même axe que celui qui conduit les pierres broyeuses : c'est un *ingenio* qui ne diffère du *carcamo* et du *tabladillo* du Pérou que par la forme et le genre de meules. (Voir ces mots.)

506. **Trommel** ou **Clasificador.** Avant le grillage, et fréquemment après la chloruration, on classe le minerai broyé, à l'aide d'un blutoir, appelé en Amérique improprement *trommel* et consistant essentiellement en un cylindre creux et incliné,

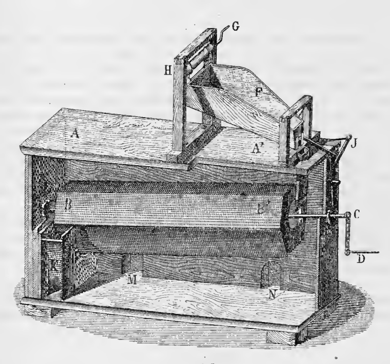


Fig. 125.

garni de trois espèces de toiles métalliques, dont les mailles sont choisies de façon à fournir trois numéros différents de menus fins. Les menus qui refusent de passer à travers les toiles sortent par l'orifice opposé à celui de l'entrée du minerai, par suite de l'inclinaison de l'axe du cylindre et de la translation que produit la rota-

tion. Les secousses, pour forcer le passage du minerai à travers les toiles, sont obtenues par des tasseaux ou disques, de fer ou de plomb, enfilés sur une tringle et qui, lorsqu'ils sont entraînés par la rotation du blutoir vers le haut de leur course, tombent brusquement de tout leur poids sur le châssis de l'appareil et par suite produisent des chocs répétés. Quelquefois, comme dans l'appareil représenté fig. 123, et qui était en usage à Halsbrücke (Saxe), c'est une roue à rochet, frappant contre un taquet, qui produit les secousses.

Le blutoir est enfermé dans une caisse en bois, pour éviter les pertes de poussières, qui d'ailleurs seraient très nuisibles à la santé des ouvriers. Les blutoirs classificateurs marchent à bras, à mulets ou chevaux ou mécaniquement.

Dans la figure 123, le minerai est reçu dans une caisse de distribution supérieure F, suspendue par des cordes au petit rouleau HG et mise en mouvement par des secousses produites à l'aide d'un système de leviers J et de taquets, frappés par une roue à rochet placée près de la manivelle CD. Les minerais, insuffisamment broyés pour passer à travers les toiles métalliques du blutoir BB′, sont reçus dans une caisse K séparée, placée en contre-bas du cylindre incliné A, A′. M, N, plafond et plancher de l'armoire qui renferme tout l'appareil.

507. **Voladoras.** Ce sont des pierres, attelées aux 4 brancards de l'axe vertical de l'*arrastre* et qui font le broyage du minerai. Ces pierres reçoivent deux hampes ou barres de fer, implantées dans leur centre par un mastic fait de soufre ou de plomb fondus, et, par ces branches, on les attache, à l'aide de fortes lanières en peau de taureau, aux leviers horizontaux du manège. Des 4 pierres, les deux plus lourdes sont attelées aux brancards mêmes des mules; elles sont à gros grains, pèsent une demi-tonne environ et ont $0^m,38$ à $0^m,40$ de section sur 1 mètre de longueur. Les deux autres meules sont plus courtes : celle qu'on appelle *refinadora*, chargée de raffiner le grain des deux premières, a une texture plus fine, une longueur de seulement $0^m,55$ et ne pèse que 500 kilogrammes; la quatrième, qui fait l'office de racleuse, c'est-à-dire de ramener la matière vers le centre du moulin, n'a que $0^m,20$ de section et 225 kilogrammes de poids.

Les *voladoras* durent en moyenne six semaines, coûtent environ 50 francs à Zacatecas. Elles font 4 tours par minute : leur mouvement est réglé de manière à obtenir le pas tranquille des mules; à Cerro de Paseo, elles sont en diorite et durent quatre mois.

508. **Volteo.** Retournement complet de la *tourte* avec la houe ou à la pelle. Synonymes : *pelteo*, retournement à la pelle, et *levanto*, levée, terme plus général.

§ IV. TERMES RELATIFS AUX ESSAIS, AMALGAMES, ETC.

509. **Amalgama.** Amalgame d'argent. A l'essai de la sébile il se présente sous trois états successifs : la *ceja* ou *liz*, le *desecho* et la *limadura*, avec accompagnement de *pasillas* (voir ces mots), suivant les progrès de l'amalgamation dans la *tourte*.

510. **Asiento.** Schlick ou résidu fin, dépôt plus ou moins métallique de l'essai à la sébile (*jicara, chua, pureña*, etc.), ou de la *batea*, dans laquelle on pratique l'essai de la *tourte* en voie d'amalgamation. Ce mot désigne également un groupe ou district de mines au Pérou et dans l'Amérique du Sud.

511. **Azoguero.** Mercurier; l'homme chargé de la distribution du mercure, quelquefois l'essayeur.

512. **Batea.** Batées, grandes écuelles en bois, servant pour le lavage et également au transport des schlicks.

513. **Chua.** Terme chilien désignant la sébile ou soucoupe, écuelle, tasse, etc., pour l'essai par lavage de la *tourte*. Synonyme de *jicara, taza, pureña*.

514. **Ceja** ou **Liz.** (Cil.) Nom donné au mercure qui, dans la première période de l'essai, se présente en globules légers, nageant sur l'eau et se portant aux bords de la sébile; pressés par le pouce de l'essayeur, ils se réunissent en globules ovales plus gros et gagnent alors le fond; d'autres globules forment la queue, *encadene* (chaîne). Avec le sulfate de cuivre, la couleur de la *ceja* ou *liz* est gris pâle.

515. **Cuerpo.** (Corps.) Gros globule de mercure ou d'amalgame d'argent, qui prend quelquefois la teinte jaune clair, surtout avec le sulfate de cuivre, employé au lieu de magistral. Avec ce dernier réactif, le globule ou *cuerpo* est gris pâle; c'est la couleur qu'on cherche à conserver pendant toute la durée de l'amalgamation, qui alors est toujours bonne.

516. **Cuerpo borracho.** On dit que le *corps est soûl* (ivre), lorsque, dans la troisième période de l'essai, la *limadura* est abondante, c'est-à-dire l'amalgame saturé. (Voir le mot *Limadura*.)

517. **Desecho.** Boues, poussières, etc., stériles, autrement dit *déchets, regrets;* matières éliminées par l'eau, au lavage à la sébile. Le mot s'applique surtout à du mercure fin, qui apparaît lorsque la *ceja* ou *liz* disparaît dans la première période et lorsque, aussitôt après, la *limadura* disparaît à son tour. Le *desecho* se réunit en globule sous un léger frottement du pouce.

518. **Encadene.** Globules de mercure formant la chaîne ou la queue. En les pressant, ils restent adhérents à la partie charnue du pouce et se réunissent peu à peu en globules plus grands.

519. **Guia.** Boule formée avec les prises d'essai des différents lots de minerais (*montones*), soit à la mine, soit au *patio* (après porphyrisation ou pendant l'amalgamation), et représentation officielle du type moyen des minerais achetés ou en traitement.

520. **Jicara.** Synonyme de *chua, pureña*, écuelle d'essai.

521. **Limadura.** État spécial de l'amalgame d'argent dans l'essai, lorsqu'il présente l'aspect de petits copeaux ou limailles, quelquefois parsemé de *pasillas* (voir ce mot). La *limadura* indique le point culminant de l'amalgamation dans la tourte, la séparation de la première et de la deuxième période.

522. **Liz.** Voir *Ceja*, dont il est synonyme.

523. **La liz chorrea.** Lorsque l'amalgame, à l'essai, a donné la succession suivante de phénomènes : la *ceja* ou *liz*, puis le *desecho*, puis une première *limadura* (1re période), ensuite la seconde *limadura*, finalement le *desecho* et la *ceja* tous deux pour la seconde fois (2e période, dans laquelle la série des phénomènes est renversée), on dit que la *liz* ou la *ceja* se *emborracha* (se grise) pour la 1re période et qu'elle *chorrea*, c'est-à-dire s'égoutte (fait la goutte), pour la 2e période.

524. **Pasillas.** Morceaux d'amalgame de forme irrégulière et durs, formés d'argent presque massif, qui, pressés par le pouce de l'essayeur, ont la forme de raisins secs (diminutif de *Pasa*, raisin sec). On applique aussi cette dénomination à des écailles d'argent natif dur, plus ou moins amalgamé et produit par l'écrasement dans la *tourte* soit par les pieds des mules, soit par l'appareil *Alacran*, soit par l'appareil anglais *Kneading engine*.

525. **Polveo.** État de l'amalgame obtenu, après une première introduction de mercure dans le *cazo* ou chaudron, c'est-à-dire après ébullition du minerai avec l'eau, suivi d'addition de sel, et finalement de mercure (ce dernier en quantité double du poids de l'argent contenu). Dans cet essai, ce premier amalgame se présente sous forme de grains fins, couleur de plomb, et est appelé *polveo;* il contient 2 de mercure pour 1 d'argent.

526. **Prueba.** Preuve. Mot qui est synonyme de *tentadura*, essai par lavage. Toutefois ce mot s'applique aussi aux essais d'argent et d'autres métaux par voie sèche.

527. **Prueba en crudo.** Essai fait, pour la méthode du *cazo*, en dernier lieu, c'est-à-dire après les nombreux essais partiels du traitement ; cet essai doit décider de la terminaison de l'opération d'amalgamation au *cazo*. (Voir 180.)

528. **Prueba en caliente.** (Voir 181.)

529. **Pureña.** Écuelle, tasse, pour l'essai par lavage des matières amalgamées.

530. **Taza.** Tasse, synonyme de *pureña, chua, jicara ;* écuelles, sébiles pour essayer par lavage les matières amalgamées. On donne aussi ce nom à la *base* des broyeuses, sur laquelle roulent les cylindres coniques horizontaux ou la roue verticale en pierre ou fonte, dans les moulins (*arrastres*, *tahona* et *molinos*) en général.

531. **Tentadura.** Prise d'essai et essai industriel d'amalgamation, souvent exécuté

sur des matières non connues : ce mot a la signification du mot français *tentative.* On fait généralement trois essais mercuriels par *tourte* et par jour. Synonyme : *Prueba.*

532. **Tentadurero.** Essayeur. Celui-ci marque souvent, en compagnie et de concert avec le chef de l'amalgamation, ou de l'*azoguero*, par des planchettes implantées dans les tourtes, avec des plaques graveuses, l'état de l'essai. Ces signes conventionnels ou marques spéciales indiquent : l'incorporation du mercure, le jour de l'entrée du tas en amalgamation, les additions de magistral, réactifs, etc.

533. **Torta demasiado caliente.** La tourte a la fièvre, la *calentura ;* elle a trop chaud, c'est-à-dire que la tourte a besoin de réactifs rafraîchissants (cendres de bois, chaux, etc.).

534. **Torta demasiado fria.** La tourte a le frisson; *tiene frialdad;* elle a froid, c'est-à-dire que la tourte a besoin d'excitants, de magistral.

535. **Torta perezosa.** La tourte est paresseuse, c'est-à-dire que dans l'essai, la *limadura*, terme précis de l'amalgamation qui sépare les deux périodes, est lente à venir.

536. **Torta rendida.** L'argent de la tourte a pris tout le mercure donné : ce qui est indiqué par la *liz que chorrea;* elle est vaincue, rendue, et elle a besoin de la *mata* ou du *baño* définitif.

CHAPITRE II

DESCRIPTION DES DIVERS TRAITEMENTS AU MERCURE

537. Il résulte des considérations précédentes que les traitements des minerais d'argent au mercure se distinguent entre eux :

1° Par les appareils;
2° Par la région ;
3° Par les minerais ;
4° Par les réactions chimiques.

Les réactions chimiques forment une série triple ; elles n'ont été qu'indiquées légèrement jusqu'à présent, tandis que nous avons eu au contraire occasion d'insister amplement sur les caractères locaux et régionaux, ainsi que sur les minerais et sur les appareils. Or, au point de vue technique, la théorie des réactions accomplies dans les divers procédés est essentielle : n'est-ce pas elle qui doit éclairer les opérations métallurgiques d'un jour complet, rendre compte des moindres phénomènes et les faire apparaître logiques et pratiques?

A l'heure présente, ce que nous possédons de mieux sur la matière, ce sont : 1° les pages écrites, peu de temps avant sa mort, par M. Rivot, le regretté professeur de l'École des mines, qui, sur la fin de ses jours, étudiait activement la question des minerais d'argent ; 2° de savantes indications, un peu sommaires, de M. Bruno Kerl, et 3° les travaux si remarquables de M. Laur. M. le docteur J. Percy a réservé sa théorie de l'amalgamation pour le second volume de la *Metallurgy of Silver and Gold*, qui n'a pas encore été publié.

Nous laisserons donc la parole aux savants cités, nous réservant d'introduire dans le texte les considérations émises par d'autres auteurs, ou résultant de notre expérience personnelle : une parenthèse indiquera de qui elles émanent.

Après avoir présenté cette théorie générale, nous passerons à l'étude spéciale des différentes variantes de l'amalgamation, en choisissant pour types quelques usines importantes. Ce chapitre sera donc divisé en 5 sections :

Théorie générale chimique de l'amalgamation.

SECTION 1. **Détails techniques et spéciaux à l'amalgamation à froid.**
A. Procédé du *patio*. B. Variantes.

SECTION 2. A. Procédé norwégien de la *tina*. B. Variantes.

SECTION 3. A. Procédé des *tonneaux*. B. Variantes.

SECTION 4. **Détails techniques et spéciaux à l'amalgamation à chaud.**
A. Procédé au chaudron : *cazo*, *tina*, *fondon*, *fondo*.

SECTION 5. B. Amalgamations mixtes américano-européennes : aux *tonneaux*, Resse River, Kröncke; aux *pans*, Washoe, etc., et autres variantes.

Résumé général ou tableau synoptique des principales usines d'amalgamation avec indication des variations locales du traitement mercuriel.

THÉORIE GÉNÉRALE CHIMIQUE DE L'AMALGAMATION.

538. Au point de vue de la *température*, on distingue — nous l'avons vu — l'amalgamation à *froid* et l'amalgamation à *chaud*. Le procédé du *patio* et ses variantes correspondent à la première catégorie; le procédé du *cazo*, *tina*, *fondo*, à la seconde.

Les réactions chimiques qui se produisent *sans* ou *avec* application de chaleur étant notablement différentes, nous divisons tout d'abord le sujet à traiter en deux parties, afin de caractériser le travail métallurgique pour les deux cas : Amalgamation à froid. — Amalgamation à chaud.

I. AMALGAMATION A FROID.

539. Elle se fait au *patio*, à la *tina* norwégienne et aux *tonneaux*.

Nous allons consacrer quelques lignes aux réactions chimiques spéciales à chaque procédé.

I. Procédé du Patio.

Quoique nous ayons déjà donné une idée générale du travail au *patio* (pages 191, 192 et suivantes), nous ne pourrons éviter quelques répétitions : à cause du grand développement et de l'extension de ce travail en Amérique, il convient d'interpréter exactement, s'il est possible, les réactions chimiques qui se produisent et ont donné lieu à des variantes et à des manipulations spéciales.

Pour la bonne intelligence des réactions, nous allons d'abord passer en revue les diverses circonstances qui influent sur l'amalgamation du *patio*.

540. *Influence de la porphyrisation*.

Quand les minerais n'ont pas été porphyrisés assez fins, l'amalgamation présente fréquemment des irrégularités et ne donne pas toujours la totalité de l'argent. Les minerais mis en opération contiennent des grains de toute dimension, depuis les plus fins jusqu'à ceux d'un diamètre appréciable ; la proportion des parties fines et des sables est variable avec la limite à laquelle on a jugé convenable d'arrêter la porphyrisation. Ils sont d'abord pulvérisés sous les pilons d'un bocard, mis en mouvement soit par des mules, soit par des roues hydrauliques, suivant les conditions locales ; puis les sables obtenus, porphyrisés dans divers appareils, dont les plus employés sont les *arrastres*, sont additionnés d'une quantité d'eau assez grande, pour que les matières puissent former une bouillie très liquide.

541. Les minerais ainsi porphyrisés sont ensuite mis en dépôt dans des bassins en maçonnerie (*cajetes*, *lameros*) (**tubs**, **vats**), etc. [1], dans lesquels ils restent jusqu'à ce que la plus grande partie de l'eau ait été vaporisée et que leur consistance soit à point. C'est alors qu'on en fait l'étendage dans la cour dallée de l'usine (*patio*, *buytron*, *circo*), en tas circulaires, dont la hauteur est d'environ 0m,25, et dont le diamètre varie avec le poids du minerai mis en opération dans un même tas (*cuerpo*), diamètre qui est en général de 15 mètres pour un tas contenant 60 tonnes.

Dans la tourte, les sables résistent plus ou moins longtemps aux réactifs, suivant leur grosseur, tandis que les réactions commencent presque immédiatement pour les parties les plus fines; pour ces dernières, lorsque le sel et le magistral ont été convenablement incorporés, l'argent est précipité complètement, alors que les grains les plus gros sont à peine attaqués. La quantité de magistral nécessaire dans le commencement de l'opération devient trop grande, et son excès devient de plus en plus prononcé, à mesure que les parties fines ayant cédé la totalité de leur argent au mercure, les réactions ne peuvent plus s'exercer que sur des grains de plus en plus gros. Pour éviter une perte trop grande de mercure, il faudrait saturer progressivement une partie des sels du magistral par de la chaux. Il est cependant préférable de n'employer ce réactif qu'en proportion très faible. L'addition progressive de la chaux, sur l'action de laquelle nous reviendrons tout à l'heure, a l'inconvénient de retarder beaucoup la fin de l'opération, au moment où les progrès de l'amalgamation deviennent déjà de moins en moins marqués, même en présence d'un excès de magistral. Les essayeurs ne distinguent pas avec netteté l'instant où le minerai n'abandonne plus d'argent au mercure; les matières portées aux cuves de lavage retiennent encore du chlorure d'argent.

L'emploi du magistral, en quantité plus faible que celle qui conviendrait au même minerai *mieux pulvérisé*, est plus rationnel; l'opération totale est plus longue, mais le ralentissement des réactions chimiques sur les parties fines, dans le commencement, permet de rendre à peu près complète l'action des sels divers sur les grains un peu gros, sans qu'il y ait cependant une perte trop grande de mercure.

Il est d'ailleurs évident que sur les grains trop gros l'action des sels ne peut jamais pénétrer jusqu'au centre; la désargentation est certainement incomplète.

Quand les minerais sont parfaitement porphyrisés, la dissolution de chlorure d'argent dépend principalement de la nature et de la proportion du magistral employé; l'opération peut être terminée en peu de temps, si les essayeurs sont habiles et, de plus, habitués aux minerais.

Mais dans une amalgamation rapide, les tourtes s'échauffent aisément, et la chaux employée pour les refroidir n'empêche pas la perte de mercure d'être assez forte. Il en résulte que, dans le cas des minerais porphyrisés, il est encore convenable de conduire l'opération avec *une certaine lenteur*, en ne faisant agir qu'une proportion limitée de magistral. Il n'y a donc pas en réalité un grand intérêt à pousser très loin la porphyrisation; on peut, sans grave inconvénient, l'arrêter au point où les grains les plus gros peuvent laisser pénétrer les réactifs

1. L'expression en italique est espagnole; l'expression en caractères gras est anglaise; nous adopterons par la suite cette forme de caractères, pour distinguer les deux idiomes.

jusqu'au centre, et céder leur argent au mercure dans le temps ordinaire d'une opération, lequel varie entre 30 et 45 jours, suivant la température. Cette limite est adoptée à la suite d'une longue expérience pratique, dans la plupart des ateliers américains; les directeurs pensent qu'ils n'auraient aucun avantage économique à chercher à obtenir une plus grande rapidité de l'amalgamation par une porphyrisation plus parfaite; cette opération préliminaire leur coûterait davantage; ils perdraient probablement plus de mercure dans l'amalgamation et ne retireraient pas plus d'argent. (Rivot.)

542. *Influence du salage* (*Ormiguillo, Salmora*).

On étend sur la surface, en une couche uniforme, du sel plus ou moins pur, dans la proportion d'environ 2 de chlorure de sodium pour 100 de minerai : plus le sel employé est impur, plus il faut en prendre un poids considérable. On laisse le sel se dissoudre de lui-même par l'humidité du tas, puis on rend le mélange aussi homogène que possible, en retournant le tas à la pelle (*pelteo*, *volteo*) ou en faisant marcher et piétiner (*repaso*) pendant plusieurs heures les chevaux ou les mules. Généralement on laisse le tas en repos (*reposo*) pendant vingt-quatre heures, avant d'ajouter le magistral; cependant plusieurs directeurs mettent au même moment dans les tas les deux réactifs : on peut considérer le salage comme assez réussi en général.

543. *Influence de la température atmosphérique.*

Pour les minerais traités au *patio*, le succès de l'amalgamation dépend principalement du parallélisme que les chefs d'ateliers parviennent à établir entre des actions chimiques très complexes : la dissolution progressive du chlorure d'argent et la production des sels réductifs, qui déterminent la décomposition du chlorure dissous. Ces deux actions varient beaucoup d'énergie avec la *température*, de telle sorte que, dans la même localité et pour un même minerai, il faut employer des proportions différentes de magistral dans les diverses saisons. Pendant l'été, il est toujours nécessaire de diminuer la proportion de magistral; sans cette précaution la perte de mercure serait plus considérable. Cette observation a été faite dans un grand nombre d'usines ; la convenance d'employer moins de magistral en été qu'en hiver est un fait pratique, dont les conséquences théoriques sont très intéressantes. Il conduit à admettre que *la formation des sels réductifs, sous l'influence du mercure, ainsi que la précipitation de l'argent sont plus ralenties par l'abaissement de la température que la dissolution du chlorure d'argent dans la liqueur saline.*

De là, il est facile de déduire les perturbations auxquelles est exposée l'amalgamation dans les tourtes préparées pour une saison déterminée, quand des variations atmosphériques passagères viennent changer les conditions de température prévues par les chefs d'atelier.

Examinons les deux cas différents : l'*abaissement* ou l'*élévation* de la température. Il est sous-entendu qu'il s'agit de variations prolongées pendant plusieurs jours, car des accidents de quelques heures ne sauraient avoir une influence appréciable sur des réactions aussi lentes que celles de l'amalgamation à froid.

544. L'*abaissement* de la température ralentit la formation des sels réductifs et par suite la précipitation de l'argent ; le chlorure d'argent dissous n'est pas en-

tièrement décomposé. L'opération marche avec plus de lenteur, mais il n'y a pas chloruration inutile du mercure; la liqueur se charge de plus en plus de chlorure d'argent, qui est ensuite facilement réduit, quand, les conditions atmosphériques étant revenues à l'état normal, les sels réductifs peuvent être produits en proportion suffisante. Il n'y a pas lieu de chercher à donner de l'activité à l'amalgamation, en introduisant dans la tourte un excès de magistral, excès qui pourrait être très nuisible, dans les cas où l'atmosphère reprendrait son état ordinaire, avant la fin de l'opération; il est plus rationnel de se résigner au ralentissement momentané dans la précipitation de l'argent, qui ne présente pas d'inconvénients sérieux.

508. Dans le cas d'une *élévation* de température, l'effet inverse est produit; les sels réductifs de fer et de cuivre se forment en excès, relativement au chlorure d'argent qui est dissous; une partie du mercure est chlorurée inutilement et perdue : l'excédent des réductifs, produit sous l'influence de la variation atmosphérique, une fois revenue à son état normal, n'accélère pas la précipitation de l'argent. Le seul effet obtenu est donc une consommation inutile du réactif métallique, un *échauffement de la tourte*, comme le disent les amalgameurs. Il est alors quelquefois utile de limiter la perte de mercure, en introduisant dans la tourte, dès que l'effet se manifeste, une certaine quantité de chaux caustique ou d'un autre réactif alcalin (Rivot).

545. *Influence des divers réactifs.*

MAGISTRAL.

L'incorporation du *magistral* se fait dans la proportion de 1 à 2 pour 100, suivant la nature des minerais d'argent. Dans beaucoup d'usines, où l'on peut se procurer du sulfate de cuivre, provenant du départ, c'est-à-dire de la séparation de l'or et de l'argent par l'acide sulfurique, on emploie volontiers ce sel un peu acide, qui constitue un magistral extrêmement énergique, qu'il faut employer en quantité beaucoup moindre et presque toujours inférieure à 1 pour 100 des minerais traités.

Le magistral et le sulfate de cuivre sont apportés, au Mexique, dans des boîtes en bois, de 0m,45 de long, 0m,23 de large et 0m,23 de profondeur.

L'opération de projection ou semaille du magistral, appelée en anglais *dusting*, dure environ 30 minutes. On mélange le magistral comme le sel, en faisant un *repaso* rapide; il donne lieu à un échauffement et à une coloration rouge sombre de la tourbe, qui devient comme spongieuse.

Ces piétinements et ceux qui sont faits dans la suite de l'opération sont opérés par des hommes, dans les localités où l'absence de fourrages ne permet pas d'entretenir des animaux. La consistance des matières doit être telle que les pieds des hommes ou des mules puissent pénétrer assez aisément jusqu'aux dalles du patio, de manière à atteindre le *suadero*.

Nous avons déjà insisté (219) sur l'action du magistral. M. Newall, cité par M. J. Percy, a constaté que seulement 50 à 70 % du cuivre contenu est converti en sulfate par le grillage au réverbère, et il pense que l'action calorifique du réactif causée par l'hydratation du sulfate, qui est le caractère physique, fort incomplet et insuffisant, sur lesquels les mercuriers jugent de sa qualité, s'étend au delà de cette réaction passagère.

Les dosages imparfaits des réactifs sont très fréquemment une cause d'erreur.

Il arrive même, à des amalgameurs habiles, de ne pouvoir déterminer convenablement la proportion du magistral introduit dans une tourte, soit parce qu'ils ne connaissent pas suffisamment la nature des minerais d'argent et de ceux qui constituent le magistral, soit parce qu'ils ne tiennent pas un compte exact, ainsi qu'il a été dit, du degré de porphyrisation et de l'influence de la température. Au bout de quelques jours, l'opération ne marche plus avec régularité ; les essais journaliers indiquent bientôt un état maladif ou morbide ; le magistral est en excès ou en défaut, et comme il ne s'agit plus alors d'un accident momentané, il est indispensable d'apporter promptement le remède à la lenteur ou à la trop grande activité des réactions.

Considérons d'abord les deux cas principaux qui peuvent se présenter, défaut ou excès de magistral.

546. Défaut de magistral.

Quand la proportion de magistral est insuffisante, ou quand ce réactif n'est pas notablement acide, la dissolution du chlorure d'argent se fait avec une grande lenteur ; les sels réductifs se forment en quantité trop faible pour agir convenablement sur les sels d'argent dissous ; l'opération traîne en longueur, les amalgameurs disent alors que la *tourte a froid* (*torta demasiado fria, frialdad*) et reconnaissent ce défaut à l'aspect du mercure recueilli sur la *jicara, chua* ou sébile, dans les essais journaliers ; l'aspect de la *liz* et la proportion du métal changent à peine d'un jour à l'autre (*torta perezosa*).

En laissant les réactions progresser avec lenteur, on s'exposerait à des dépenses assez grandes, parce qu'il faudrait multiplier les *repasos;* de plus, l'amalgamation d'une tourte exigeant un temps beaucoup plus long, il serait impossible de traiter dans l'année la quantité de minerais correspondant à l'étendue du *patio* et nécessaire à la réalisation d'un chiffre donné de profits financiers ; enfin les essayeurs, ne reconnaissant pas avec netteté le moment où le minerai ne cède plus d'argent au mercure, les matières pourraient être envoyées au lavage avant la précipitation complète de l'argent. Il devient alors nécessaire de donner aux réactions l'activité qui leur manque, de *réchauffer* la tourte (*calentar*) par l'introduction d'une nouvelle quantité de magistral. L'addition de ce réactif doit être faite avec beaucoup de ménagements, dans la crainte de tomber dans l'excès contraire ; il est prudent de la faire en deux ou trois fois. A chaque addition de magistral, on donne un *repaso*, afin de répartir uniformément le réactif dans toute la masse des matières ; on attend quelques jours pour juger l'effet produit, avant de procéder à une nouvelle addition. On s'arrête toujours, dès que l'opération paraît marcher avec une rapidité à peu près suffisante ; l'amalgamation est terminée comme à l'ordinaire, à moins qu'il ne survienne de nouveaux accidents. (Rivot.)

547. Excès de magistral.

Si, au contraire, le magitral est en excès ou trop acide, les réactions sont trop rapides pour être convenablement réglées ; les sels réductifs sont produits en proportion trop grande; une partie du mercure est inutilement chlorurée : la *tourte a trop chaud* (*torta demasiado caliente*), disent les amalgameurs. En laissant l'opération continuer dans ces conditions, on arriverait assez rapidement à la précipitation complète de l'argent, mais avec une perte trop forte de mercure. Il

faut alors promptement saturer l'excès d'acide, détruire l'excès de magistral par de la chaux. Dans ce cas on ne doit pas procéder par tâtonnements : il faut mettre de suite toute la chaux nécessaire, même en s'exposant à en trop employer; car, aussi longtemps que le magistral est en excès, la perte de mercure fait des progrès. Quand la chaux a été mise en trop grande quantité, l'opération marche trop lentement, mais cette lenteur n'est pas un grave inconvénient ; elle ne fait pas perdre de mercure, et d'ailleurs on peut encore y remédier par des additions successives de magistral.

Il est utile de remarquer que certains amalgameurs préfèrent maintenir les tourtes un peu chaudes, c'est-à-dire employer un faible excès de magistral; l'opération est terminée plus promptement, exige des *repasos* moins nombreux ; la précipitation de l'argent est plus certainement complète : ces avantages compensent alors pour eux la perte plus forte de mercure.

Le magistral dit de *piquete* offre toutefois dans son emploi, pour ces cures ou médications, les inconvénients de ne pas agir à coup sûr, à cause de sa composition chimique peu certaine et constante.

548. Action de la chaux caustique.

Comme on vient de le voir, l'action de la chaux s'exerce sur les sels de fer, de cuivre et de mercure, que renferme la dissolution ; elle diminue la proportion des sels de cuivre et de fer, sur lesquels le mercure peut agir, et par là la formation des sels réductifs et la dissolution du mercure se trouvent ralenties ; en même temps la chaux décompose une partie du protosel de mercure déjà formé, et régénère une certaine quantité du métal utile. A ces divers points de vue, l'addition de chaux est très utile : mais elle présente l'inconvénient de ralentir l'amalgamation, quand la variation atmosphérique a cessé, parce qu'alors la tourte ne renferme plus la proportion convenable de magistral ; il faut en introduire une quantité nouvelle correspondante à la chaux précédemment ajoutée, afin de ramener l'opération à des conditions normales. Les amalgameurs hésitent toujours à employer ainsi successivement la chaux et le magistral, quand il s'agit de remédier à des accidents momentanés causés par des variations atmosphériques ; ils craignent, et avec raison, de ne pas évaluer sûrement, d'après leurs essais, les quantités de ces deux agents qui seraient nécessaires pour produire le résultat utile ; un excès même assez faible de l'un d'entre eux peut amener, dans la marche de l'opération, des irrégularités plus nuisibles que l'accroissement de la perte de mercure. (Rivot.)

549. *Influence du mercure.*

On distingue : l'incorporation de la première dose (*incorporo*), celle de la deuxième dose (*cebo*) ; les diverses doses, dites *llapas*, à titres de cures ou remèdes, et les dernières doses, dites *mata* et *baño*.

550. Incorporation de la première dose de mercure.

Quand le sel et le magistral ont été bien mélangés avec les minerais (*ormiguillo*), on met la *première dose* de mercure, appelée *incorporo*, environ quatre fois le poids de l'argent que doit contenir le tas, soit d'après la seule estimation des amalgameurs, soit d'après des essais préalables de la *guia*, qui aujourd'hui se font presque partout par la voie sèche.

Le mercure est répandu sur la surface en gouttelettes très fines, dans le but de rendre sa dissémination plus facile dans toute la masse des matières. Pour obtenir ce résultat, on enferme le mercure dans un sac de peau ou dans un linge formant sac, et on fait sortir le métal par une forte compression, en le lançant sur le tas. Dans le cas du linge, *el azoguero* (le mercurier), plaçant au centre du mouchoir la main gauche, en saisit les quatre coins de la main droite, qu'il enroule autour du bras gauche, et les tord, aussitôt qu'un aide-ouvrier a versé 5 ou 6 kilogrammes de mercure dans cette espèce de poche. Le mercurier, de la main emprisonnée, qu'il ferme, serre de l'autre la poche et fait jaillir le mercure au dehors en pluie fine : le lancement sur le tas est obtenu par un mouvement giratoire et de balancement du bras, en opérant à peu près comme s'il semait du blé, c'est-à-dire qu'il envoie le mercure, méthodiquement et à pas comptés et lents, sur le *lamero*, de façon à le répartir bien exactement et uniformément. Le mercure était pris jadis dans de petits tonneaux en bois, de 25 kilogrammes de contenance, de $0^{m},25$ de longueur et $0^{m},14$ de diamètre, garnis à l'intérieur de cuir blanc et à l'extérieur de peau ordinaire : chacun d'eux était porté par un homme. Aujourd'hui, on puise directement à la bouteille de fer même qui sert de vase pour le transporter. A partir de ce moment, le *lamero* devient la *torta*.

551. Nouvelles doses de mercure.

Immédiatement après l'*incorporo*, on donne un *repaso* vif, énergique et prolongé pendant trois ou quatre heures. L'opération est ensuite livrée à elle-même, jusqu'à ce que les essais, faits tous les jours, viennent indiquer aux amalgameurs un état morbide ou maladif, qui exige la *cura*, la cure, soit de la fièvre, soit des frissons de la tourte, c'est-à-dire la nécessité d'activer les réactions par de nouveaux *repasos* et par addition de nouveau magistral, ainsi que de nouvelles doses de mercure (*llapas*), ou de les ralentir, en ajoutant de la chaux, des cendres ou d'autres réactifs alcalins ou métalliques.

Nous avons indiqué déjà en divers endroits en quoi consiste cette médication; nous devrons y revenir encore plus loin à l'article : *Réactions chimiques* de l'opération du *patio* : nous n'insistons donc pas en ce moment.

Les dernières doses de mercure *mata* ou *baño* sont baillées à la tourte, lorsque l'amalgame d'argent est disséminé en grains très fins dans toute la masse des matières. Le lavage, par décantations successives, en ferait perdre une proportion très forte, si l'on n'avait pas soin de mettre dans les cuves un excès de mercure, assez grand pour réunir tous les grains d'amalgame, et pour former un liquide bien coulant. Les décantations ne doivent commencer qu'après cette dissolution métallique de l'amalgame solide : ce n'est qu'alors qu'on procède au lavage.

Il est bon d'observer que le mercure employé pour produire cet effet être ajouté, au Mexique, dans les cuves de lavage et non pas dans la tourte elle-même, dans laquelle cependant l'action du métal en excès semblerait pouvoir être plus facile et plus complète que dans les cuves. Dans la tourte, en effet, le métal agirait très rapidement sur les sels de fer et de cuivre et les ramènerait au minimum : une partie du mercure perdrait son état métallique, sans utilité aucune pour la précipitation de l'argent, déjà terminée.

C'est ici le lieu d'indiquer les causes les plus actives de pertes de mercure et d'argent.

552. Perte de mercure (*Consumido*).

Les explications présentées font comprendre que. dans les conditions les plus favorables, l'amalgamation à froid consomme nécessairement beaucoup de mercure. La lenteur de l'opération, les précautions minutieuses dans le dosage des réactifs employés et dans la modération de leur activité, ont pour raison principale et pour but essentiel la diminution de la perte de mercure; dans les ateliers les mieux dirigés, on descend rarement au-dessous de la proportion suivante : 1 de mercure consommé, pour 1 d'argent obtenu. Ce chiffre est presque toujours dépassé.

La chloruration du mercure n'est pas du reste la seule cause de perte; il y a toujours une petite quantité de métal qui s'infiltre entre les dalles du *patio;* on en perd encore une fraction importante pendant le lavage et une autre non négligeable dans la distillation de l'amalgame : ces diverses causes constituent la perte totale de mercure (*Consumido* et *Perdida*. Voir ces mots).

Quant à la perte en mercure consommé chimiquement (*consumido*), qu'il faut distinguer de la perte des lavages et de la sublimation (*perdida*), ainsi qu'il a été dit au Glossaire, voici ce que dit M. Rivot :

Le mercure recueilli par distillation ne représente jamais le poids total du métal employé; la différence est très variable, mais presque toujours plus grande que le poids total de l'argent produit. Dans les opérations les mieux conduites, la perte de mercure s'élève à 125 pour 100 de l'argent retiré des minerais, et, dans plusieurs ateliers, elle s'élève à 150 et même à 180 pour 100. Comme ce métal est très cher, cette perte a une très grande influence sur les frais de traitement; les amalgameurs apportent par suite forcément une grande attention à toutes les circonstances qui peuvent diminuer un peu la consommation du mercure : à l'heure présente on ne crée un kilogramme d'argent qu'en sacrifiant un kilogramme de vif-argent au moins. Dans l'étude que nous ferons ci-après de chaque procédé, nous aurons soin d'analyser exactement les diverses pertes pour chacun d'eux.

553. Perte d'argent.

Jadis les minerais traités n'étaient pas, en général, essayés avec exactitude avant d'être soumis à l'amalgamation; on ne connaissait pas la quantité d'argent que contenait un tas, et par suite il était impossible d'évaluer la perte d'argent. Quelques ingénieurs admettaient qu'elle variait entre des limites très étendues, et qu'elle pouvait s'élever à 20 et même à 25 pour 100 de l'argent obtenu au Mexique. D'autres ingénieurs, y compris M. Clément, qui a dirigé la hacienda de Zacatecas pendant 18 ans, calculaient comme moyenne de perte, *en tenant compte des retours d'opération* (*marmajas* et résidus des laveries, etc.), 19 pour 100 d'argent sur le rendement à l'essai par voie sèche.

Les rendements, calculés comme en Bolivie, sur le résultat de la *guia* (moyenne des prises d'essai de la tourte (Voir ce mot au Glossaire)), s'écartent notablement de l'essai docimastique. Ainsi par exemple, pour du minerai passé au *circo*, pesant *4 cajones de metales*, à la teneur ordinaire de 5 *marcos* par *cajon*, la perte est, outre les 20 *livres* de mercure, de *4 marcs* d'argent. Le produit en argent, de 20 marcs, est celui que donne l'essai à la *puruña;* il est en réalité au moins de 30 % inférieur à la réalité, en prenant pour base l'essai par voie sèche.

D'autres ingénieurs, entre autres M. Newall, également directeur d'haciendas

à Zacatecas et autres points, pendant 8 ans, croient ces chiffres exagérés : 15 pour 100 est, d'après ce dernier, le chiffre courant, excepté toutefois pour certains minerais de la classe γ. (Dr J. Percy.) M. Laur, qui a étudié le *patio* mexicain à froid pour Guanaxato, indique 12 à 13 °/₀ ; pour Zacatecas, 24,75 °/₀ (chiffre que M. Newall considère comme trop fort) ; pour Fresnillo, 25 °/₀ ; pour Pachuca, Atatonilo el Chico, 36 °/₀, et il croit que ce sont des *minima*.

En face de ces chiffres il est évident que la perte doit varier avec l'habileté des amalgameurs, aussi bien qu'avec la composition des minerais ; elle doit être notablement plus grande pour les *colorados* du Mexique et les *pacos* du Pérou, contenant une proportion irrégulière de minerais γ, *rebelles ;* elle doit être très forte avec les minerais de la classe γ, puisque ces derniers échappent en majeure partie à la décomposition chimique.

« Les rendements des minerais au *patio*, dit M. Rivot, sont nécessairement très variables avec la nature, la richesse des minerais, les conditions atmosphériques, l'habileté des personnes qui dirigent les opérations. En moyenne, et pour les minerais rouges (*colorados*), ce procédé de traitement donne 75 °/₀ de l'argent indiqué par les essais de la *guia*. La perte à l'essai dépassant toujours 30 °/₀ de l'essai docimastique, on voit que l'amalgamation au *patio* rend seulement de 55 à 60 °/₀ de l'argent contenu dans les minerais. *On perd presque autant d'argent qu'on en obtient sous forme de lingots.* »

La perte est encore plus forte pour les minerais *negros*, principalement, pour ceux de la classe γ, chargés d'arsenic et d'antimoine. Le procédé au *patio* présente de plus l'inconvénient grave d'exiger beaucoup de temps.

Aujourd'hui les pratiques sont mieux fondées : la coterie ou *clique* des *azogueros* et *essayeurs*, comme les appelle M. Newall, baisse pavillon devant les progrès scientifiques amenés peu à peu par les ingénieurs étrangers et mexicains ; presque toutes les usines ont maintenant un laboratoire, et on y pratique couramment la fonte au creuset et au scorificatoire. Des essayeurs particuliers, établis dans les environs des haciendas, exécutent même des essais à prix faits réduits (au Mexique, ils coûtent 4 réaux). A Guanaxato, où la présence de l'or exige de grands boutons d'argent, pour l'inquartation et le départ, les essais se font presque exclusivement au creuset (Newall).

554. *Durée de l'amalgamation à froid.*

La durée de l'amalgamation dépend d'un grand nombre de circonstances. Outre la nature des minerais, la fréquence des *repasos*, la pureté et la quantité des réactifs employés, l'habileté des essayeurs, elle varie, nous l'avons vu, avec la température ; il faut conduire l'opération plus lentement, pendant l'hiver que pendant l'été, surtout dans les usines situées à une très grande hauteur au-dessus du niveau de la mer. Les tourtes ont beaucoup moins de tendance à s'échauffer, quand la température moyenne s'approche de 0° : on n'a pas besoin de ménager autant l'action du magistral, dans les temps froids que dans les temps chauds ; on peut au contraire en employer une proportion plus forte que celle indiquée précédemment. En résumé on peut compter sur au moins 25 jours pour la durée de l'amalgamation, dans les conditions les plus favorables ; souvent il faut de 40 à 45 jours, quelquefois même jusqu'à 2 mois.

Nous venons de paser en revue quelques phénomènes importants, dus aux influences mécaniques, physiques et chimiques du *patio ;* nous pouvons maintenant aborder la question des réactions chimiques qui se produisent.

555. *Réactions chimiques dans la méthode du patio.*

Les minerais, qui sont principalement des *colorados* au Mexique, des *pacos* au Pérou, arrivent des mines en morceaux de petites dimensions, provenant du cassage au marteau et du triage à la main. Ce commencement de préparation mécanique sépare une partie des matières stériles et fait perdre une quantité variable d'argent. Quand les usines sont très éloignées des mines, il est nécessaire d'enrichir davantage les minerais, qui doivent supporter les frais très élevés d'un long transport à dos de mulet. L'enrichissement, par une véritable préparation mécanique, n'est exécuté que sur un très petit nombre d'exploitations; il est ordinairement fait à l'usine, quand sa nécessité est reconnue; les pertes en argent qui en résultent sont toujours extrêmement fortes : le lavage des matières fines argentifères donne toujours au point de vue économique des résultats peu satisfaisants. (Rivot.)

Le minerai n'est donc pas très fin en général et par suite les réactions de contact sont forcément lentes.

Quelles sont ces réactions dans le travail du *patio ?*

556. Les théories émises sur l'amalgamation au *patio* sont nombreuses.

a) Suivant les uns, les éléments du magistral : chlorure de sodium et sulfate de cuivre ($ClNa$ et SO^3, CuO) forment du bichlorure de cuivre ($CuCl$) et du sulfate de soude, d'après la formule :

$$CuO,SO^3 + ClNa = CuCl + NaO,SO^3.$$

Ce point, c'est-à-dire la formation du bichlorure de cuivre et sa présence dans le magistral, est généralement admis : c'est ce que nous appelons la réaction de la 1re série.

Les divergences ne se présentent que pour les réactions suivantes. Le bichlorure de cuivre ($CuCl$) transforme le sulfure d'argent (SAg) en chlorure d'argent ($ClAg$) : c'est ce que nous appelons la réaction de la seconde série.

Le chlorure d'argent ($ClAg$), en présence d'un excès de mercure (Hg), donne lieu à du bichlorure de mercure ($ClHg$) et à de l'argent métallique (Ag), qui se dissout dans le vif-argent : c'est la réaction définitive et de la troisième série.

Le chlorure de mercure se trouve ainsi éliminé à l'état de rebut, dans les résidus ou boues d'amalgamation ; il est perdu, à cause des trop grands frais qu'exigerait sa revivification. La réaction se représente ainsi :

$$ClAg + nHg = ClHg + AgHg n.$$

b) Suivant d'autres auteurs, le sulfure d'argent (SAg) est directement décomposé par le mercure (Hg), en vertu d'une réaction galvanique qui s'établit entre le minerai, le mercure et la dissolution.

c) D'après une troisième opinion, il y a réaction du mercure (Hg) sur le bichlorure de cuivre ($ClCu$) : il se produit du protochlorure de cuivre (Cu^2Cl) et du chlorure de mercure. Ces derniers se transforment à l'air en *oxychlorures*, qui

alors transforment le sulfure d'argent (SAg) en argent (Ag), dissous par le mercure excédant.

d) Une quatrième opinion admet la même réaction initiale du mercure Hg sur le bichlorure de cuivre (CuCl) et sa transformation en protochlorure, qui se dissout dans le sel marin, et qui isole alors l'argent de ses composés sulfurés, en formant du bichlorure de cuivre et du sulfure de cuivre, d'après les formules :

α) $Cu^2Cl + AgS^2 = CuS + CuCl + Ag$.
β) Cu^2Cl (protochlorure de cuivre) $+ AgS$ (sulfure d'argent) $=$
$= CuS$ (sulfure de cuivre) $+ CuCl$ (bichlorure de cuivre) $+ Ag$ (argent).

C'est la réaction que MM. Debette et Lodin indiquent comme probable dans leur remarquable et fort lumineux article sur la Métallurgie de l'Argent, dans le Dictionnaire de Würtz.

e) Enfin une cinquième opinion est celle de M. Laur, qui se rencontre avec celle de M. Grützner, l'ingénieur de Muldahütte (Freiberg). Il représente par les formules suivantes les résultats de l'amalgamation au *patio* :

1re série : α) $8ClNa$ (chlorure de sodium) $+ 4(CuO,SO^3)$(vitriol bleu) $=$
$= 4CuCl^2$ (bichlorure de cuivre) $+ 4(Na^2O,SO^3)$ (sulfate de soude).
β) $4CuCl^2$ (bichlorure de cuivre) $+ 4Hg$ (mercure) $=$
$= 4\,CuCl$ (protochlorure de cuivre) $+ 4HgCl$ (chlorure de mercure).

2e et 3e série : γ) $4CuCl$ (protochlorure de cuivre) $+ Ag^2S$ (sulfure d'argent) $=$
$= Cu^2S$ (sulfure de cuivre) $+ 2CuCl^2$ (bichlorure de cuivre) $+ 2Ag$ (argent métallique).
δ) $2HgCl$ (chlorure de mercure) $+ Cu^2S$ (sulfure de cuivre) $=$
$= CuCl^2$ (chlorure de cuivre) $+ CuS$ (protosulfure de cuivre) $+ 2Hg$ (mercure).

557. Au lecteur à choisir. Nous croyons devoir placer ici maintenant les réflexions de M. Rivot sur les réactions dont il s'agit ; dans une analyse fort nette des phases diverses de l'opération, il serre, de très près, tous les phénomènes qui se présentent dans la pratique du *patio*.

Avant la première incorporation du mercure, les matières, étalées sur les dalles du *patio*, contiennent l'argent à l'état natif ou combiné avec le chlore et des gangues terreuses et du peroxyde de fer ; elles sont uniformément imprégnées d'une dissolution saline, renfermant des chlorures et des sulfates de soude, de fer et de cuivre. La dissolution est toujours un peu acide; mais elle l'est plus ou moins, suivant la nature du magistral employé. Les sulfates produits par le grillage des pyrites de cuivre sont à peine acides; le sulfate de cuivre provenant des ateliers de départ l'est bien davantage. Les actions chimiques sont à peu près les mêmes dans les deux cas, mais elles sont plus énergiques et plus rapides, quand la liqueur est plus acide ; pour cette raison, on préfère le sulfate de cuivre des ateliers de départ pour les minerais difficiles à amalgamer ; pour les *colorados* ou *pacos*, on emploie comme magistral, dans presque toutes les usines, les pyrites grillées.

La consistance des matières dans la tourte est assez grande pour qu'il ne puisse pas y avoir de mouvements relatifs entre les parties solides et liquides, à l'exception de ceux produits par la capillarité. L'action dissolvante, exercée par les

sels contenus dans la liqueur sur le chlorure d'argent des minerais, est nécessairement très lente. La dissolution du chlorure d'argent est à peine commencée au moment où on introduit le mercure; elle continue lentement jusqu'à la fin de l'opération, grâce aux *repasos* multipliés, qui mettent successivement les grains du chlorure d'argent en contact avec de nouvelles parties de la liqueur saline. L'amalgamation américaine est faite par conséquent dans des conditions entièrement différentes de celles qui se présentent dans les tonnes tournantes; dans ces dernières, le chlorure d'argent est dissous en totalité quand on fait agir le fer et le mercure; dans les tourtes américaines on n'emploie pas le fer, la dissolution du chlorure d'argent se fait progressivement, en même temps que l'action du mercure, également très lente, produit les réductifs capables de précipiter l'argent.

Nous avons vu que la rapidité avec laquelle le chlorure d'argent peut se dissoudre dépend de bien des conditions différentes. Les principales sont : le *degré de finesse* atteint par la porphyrisation ; l'*altération* plus ou moins grande du chlorure d'argent par la *lumière;* l'*acidité* et la *proportion du magistral* employé ; la *température* à laquelle est faite l'opération.

L'influence de la finesse des grains est facile à comprendre : plus les grains sont petits, plus le contact du chlorure d'argent avec la liqueur est intime, et plus rapide par conséquent est sa dissolution ; la porphyrisation des minerais devrait varier, pour un même minerai, avec les circonstances diverses qui peuvent accélérer ou retarder les réactions chimiques ; mais nous avons dit plus haut pourquoi on la limite prudemment.

Le chlorure d'argent que contiennent les minerais est toujours plus ou moins altéré par la lumière; il a perdu en grande partie sa solubilité dans le chlorure de sodium. La première action du magistral un peu acide est de transformer le chlorure altéré en sels solubles dans la liqueur saline; l'action est très lente, quand on emploie comme magistral les pyrites grillées ; elle est un peu plus rapide avec le sulfate de cuivre acide des ateliers de départ : dans les deux cas, elle est d'autant plus facile et plus rapide qu'on met dans la tourte une proportion plus forte de réactifs.

La transformation du *chlorure d'argent insoluble en sels solubles* est pour ainsi dire le régulateur de l'amalgamation. Cette transformation précède la dissolution des composés de l'argent, nécessaire pour les réactions qui déterminent la précipitation de l'argent et la formation de l'amalgame.

Nous avons dit qu'on peut faire varier sa rapidité, du moins entre certaines limites, en employant plus ou moins de magistral, dès le commencement de l'opération, et en ajoutant, dans le courant du travail, une certaine quantité de ce réactif, ou finalement en en saturant une partie par de la chaux.

Nous avons ajouté que la température exerce une très grande influence sur la première de ces actions du magistral; la transformation du chlorure altéré en sels solubles se fait bien plus rapidement par les temps très chauds; elle est très lente, quand la température s'abaisse jusque vers 0 degré : d'où la dépense plus grande de magistral en hiver qu'en été, et dans les localités élevées plus que dans les usines situées dans la plaine. Divers ingénieurs ont donné pour raison de ce fait la faible solubilité du chlorure d'argent dans le chlorure de sodium à la température de 0°. L'explication ne nous paraît pas tout à fait exacte; même à 0°, le

chlorure d'argent est encore relativement très soluble (voir art. 77). Il est toutefois vrai que la dissolution se fait d'autant plus difficilement que la température est plus basse, et cette transformation précède nécessairement la dissolution.

558. Passons maintenant aux réactions auxquelles donne lieu le mercure. On met, dès le premier *incorporo*, un excès assez grand de ce métal, puisqu'on emploie 4 parties de mercure pour 1 partie d'argent contenu dans les minerais. Le mercure est divisé en globules très fins et réparti régulièrement dans toute la masse des matières par un *repaso* prolongé. Son action sur l'argent natif est immédiate ; les deux métaux se combinent et forment un amalgame solide ; l'action est seulement partielle après le premier *rêpaso*, mais elle devient complète bien avant la fin de l'opération, à la suite des *repasos* nombreux qui sont nécessaires au succès des réactions complexes, dont le résultat est l'amalgamation de l'argent contenu dans les minerais à l'état de chlorure.

Après l'incorporation du mercure, les globules très petits de ce métal, isolés les uns des autres, sont disséminés à peu près uniformément et restent en repos dans les matières ; chacun d'eux peut agir sur le liquide qui l'entoure, mais il ne peut y avoir d'action appréciable du mercure sur le chlorure d'argent non dissous ; tous les deux, le métal et le chlorure, sont dans la tourte en minime proportion, et par conséquent il n'y a pas entre eux contact intime. L'action du mercure sur les sels en dissolution s'exerce au contact seulement ; mais, en raison de la capillarité, les sels qui sont dans le liquide, à une petite distance de chaque globule métallique, peuvent, au bout d'un certain temps, venir en contact avec lui ; de même aussi les sels solubles produits par l'action du mercure peuvent se transporter à une petite distance. Les matières traitées ont une consistance trop grande pour que les mouvements produits par la capillarité soient un peu étendus. Tant qu'on laisse la tourte en repos, les actions chimiques dues à la présence du mercure ne peuvent s'exercer qu'autour de chaque globule et à une faible distance.

Ces actions sont les suivantes :

Les sels d'oxyde de cuivre et de peroxyde de fer sont ramenés lentement au minimum, à l'état de sels d'oxydule de cuivre et de protoxyde de fer ; il se forme une quantité correspondante de protochlorure de mercure, qui entre, au moins en partie, en dissolution. Cette première action est lente ou un peu rapide, suivant la proportion du magistral employé ; elle est également influencée par la température extérieure, et dans le même sens que la transformation du chlorure d'argent altéré en sels solubles. Il n'y a pas lieu de considérer l'action directe du mercure sur la partie déjà dissoute du chlorure d'argent ; cette dernière est en quantité extrêmement faible, et se trouve préservée d'un contact intime avec le métal par la présence dans la dissolution des sels divers, dont la quantité est bien plus grande.

Les sels de cuivre et de fer au minimum sont les seuls agents de décomposition des sels d'argent dissous ; ces réductifs ne peuvent avoir qu'une action faible sur le chlorure d'argent solide, précisément parce qu'ils sont produits lentement et en petite quantité. Leur contact avec les matières solides est rendu peu intime par la présence des sels divers que la dissolution contient en proportion beaucoup plus grande. La décomposition du chlorure d'argent dissous par les sels au mini-

mum, quand l'excès de ces réductifs est devenu assez grand, donne de l'argent métallique très divisé, qui s'amalgame soit immédiatement, soit plus tard, au contact du mercure, ainsi que des sels de fer et de cuivre au maximum, dont la reproduction tend à ramener la dissolution à sa composition primitive.

Dans ces réactions, il y a nécessairement formation de protochlorure de mercure, c'est-à-dire une perte de ce métal; elle est proportionnelle à la quantité d'argent précipitée, même dans le cas où les sels réductifs de fer et de cuivre sont produits par le mercure en quantité strictement suffisante pour la décomposition des sels d'argent en dissolution; mais, dans ce cas, la précipitation de l'argent serait extrêmement lente : un petit excès de réductif est indispensable, et par conséquent il doit se former un peu plus de protochlorure de mercure qu'il n'y a proportionnellement d'argent amené à l'état métallique. Comme le mercure coûte très cher, il est essentiel de limiter autant que possible la perte de ce réactif, c'est-à-dire qu'il faut arriver à faire marcher parallèlement les deux ordres de réactions exposés, et dont la rapidité varie avec tant de circonstances : celles qui produisent la dissolution de l'argent et celles qui déterminent la formation des réductifs et la précipitation de l'argent.

Les seuls moyens dont on dispose pour régler les réactions sont au nombre de trois : la proportion et le degré d'acidité du magistral; la finesse des grains des minerais; la quantité de mercure.

On conçoit, d'après cela, que les essayeurs auxquels est confiée la conduite de l'amalgamation doivent avoir une longue expérience des minerais qu'ils sont chargés de traiter, pour pouvoir déterminer avec quelque certitude le degré de porphyrisation et les proportions les plus convenables des réactifs. C'est afin de pouvoir distinguer plus facilement si le magistral est en quantité trop forte ou trop faible, et de remédier aux dérangements, quand ils se produisent, qu'ils cherchent en général à conduire l'opération avec une certaine lenteur.

En effet, la régularité ne peut être obtenue entre des réactions aussi complexes que si elles ne marchent pas trop rapidement.

Supposons que la proportion du magistral soit telle que la précipitation de l'argent se fasse à mesure que les sels d'argent se dissolvent, et que les sels réductifs ne se forment pas en trop grand excès.

Les réactions chimiques continuent à se produire pendant plusieurs jours après l'incorporation du mercure; le chlorure d'argent, qui se trouve à proximité de chaque globule métallique, est peu à peu transformé, dissous et décomposé; l'argent précipité se combine au moins en partie avec le mercure. On pourrait même obtenir la précipitation complète de l'argent des minerais, sans être obligé de remanier les matières, si l'on pouvait produire, par le premier *repaso*, la dissémination parfaitement uniforme des globules très petits du mercure dans toute la masse des matières en élaboration; mais cela n'est pas possible. Il y a toujours une certaine quantité de minerais sur laquelle le mercure ne peut pas agir; pour cette partie, il y a seulement dissolution de chlorure d'argent, sous les influences du magistral et du chlorure de sodium.

Dès que l'essayeur s'aperçoit que les réactions dues au mercure se ralentissent, c'est-à-dire que la proportion d'amalgame indiquée par les essais journaliers n'augmente pas avec la même régularité que dans les premiers jours, il fait mettre les

mules dans la tourte; par un *repaso* de plusieurs heures, toutes les matières solides et liquides sont changées de place; les globules de mercure viennent en contact avec de nouvelles parties de la dissolution et des minerais. Dans la dissolution se trouve alors un petit excès de chlorure d'argent, provenant de l'action du magistral et du sel sur les parties des minerais qui, avant ce *repaso*, étaient placées à trop grande distance des globules du mercure. L'action du mercure sur les sels de fer et de cuivre produit en peu de temps un certain excès de réductifs. La précipitation de l'argent doit donc prendre, après le *repaso*, une activité notablement plus grande, à laquelle succède bientôt la marche normale de l'opération, les diverses réactions chimiques reprenant à peu près la même activité qu'après l'incorporation du mercure.

Dans l'hypothèse faite, les réactifs employés et le degré de porphyrisation ont été convenablement déterminés relativement à la richesse des minerais et à la température; la dissolution du chlorure d'argent, la production des réductifs, la précipitation de l'argent, marchent à peu près avec la même rapidité; l'opération peut être continuée presque jusqu'à l'entière décomposition du chlorure d'argent. De temps en temps, quand les réactions se ralentissent, l'essayeur fait marcher les mules pendant plusieurs heures; vers la fin il incorpore, en une ou deux fois, une nouvelle quantité de mercure, quand les essais lui indiquent que ce métal est à peu près en totalité passé à l'état d'amalgame : l'addition de mercure a en outre pour effet d'activer la production des sels réductifs, qui se forment trop lentement, quand la tourte ne contient plus un excès suffisant de ce métal encore libre.

A la fin de l'opération, c'est-à-dire quand la précipitation de l'argent est complète, le mercure continue son action sur les sels de fer et de cuivre, jusqu'au moment où les matières de la tourte sont portées aux cuves de lavage; il faut chercher à limiter autant que possible cette consommation inutile de mercure, en procédant au lavage, dès que l'essayeur reconnaît que le minerai n'abandonne plus d'argent. Dans le même but, on doit avoir soin de n'ajouter le métal que par petites fractions, pendant les derniers jours, de manière à donner aux réactions l'activité strictement nécessaire. Au point de vue économique, il est essentiel que la tourte renferme une quantité à peine appréciable de mercure libre, au moment où la précipitation de l'argent sera terminée. (Rivot.)

2. Procédés de la Tina et des Tonneaux.

559. Examinons maintenant l'amalgamation à froid dans la *tina* ou tinette norwégienne, et dans les tonneaux, qui sont de véritables *tinas roulantes*.

A. *Tinette norwégienne* (procédé Cooper). Les matières sont : *a*) de l'argent natif, de l'amalgame d'argent (arquérite); *b*) du chlorure, du chlorobromure d'argent en grandes quantités; *c*) du sulfure et, dans quelques usines, de l'iodure et de l'argent allié au bismuth; point de sulfures, antimoniures et arséniures étrangers. La chloruration est supprimée, tant celle à froid que celle à chaud.

Le simple contact avec l'eau et le mercure, par la rotation des agitateurs, produit

l'amalgamation ; elle est de 4 à 6 heures par charge de minerai *a*), de 20 à 24 heures pour les minerais *b*) et *c*). La prolongation de la durée provient essentiellement de la légèreté des écailles de chlorure d'argent, qui flottant à la surface du bain, refusent l'amalgamation, parce qu'elles ne rencontrent point le mercure métallique, qui est au fond de la tinette.

560. La théorie de ce procédé est très simple :

$$n\text{Hg} + \left.\begin{matrix}\text{S Ag}\\ \text{ClAg}\end{matrix}\right\} \text{etc.} \ldots = (n-2)\text{AgH} + \left.\begin{matrix}\text{SHg}\\ \text{ClHg}\end{matrix}\right\}$$

La perte en mercure est grande, puisqu'il s'unit au soufre et au chlore des minerais.

561. B. *Procédé des tonneaux.*

Les minerais sont en général plus complexes et mêlés de sulfures, dans le cas de l'amalgamation à froid par les tonneaux.

Il faut alors recourir comme première opération à la chloruration, qui se fait par voie ignée.

La chloruration sèche exige en général un grillage préalable : l'opération se fait dans de véritables appareils de grillage ordinaires, avec chargement ultérieur du chlorurant. Nous les avons indiqués à l'article *Cloruracion* du Glossaire. C'est la méthode de Halsbrücke, la seconde méthode de Huelgoat, celle de Arany-Idka et Fernezely, en Hongrie, de Reese-River (Nevada), de Pelican Mine (Colorado) et au Mexique, pour certains minerais cuivreux, très peu plombeux. Cette chloruration se fait dans les fours de Stetefeld, Bruckner, etc., que nous avons décrits au même endroit.

Nous n'insisterons pas sur la chloruration sèche : les chlorures de fer et cuivre argentifères, objet de la réaction qu'on veut produire dans ce cas, sont obtenus par la transformation des minerais oxydés ou des sulfures préalablement oxydés par un grillage initial, en chlorures de fer, cuivre et argent, en présence du sel marin.

La formule est la suivante :

$$\underset{\text{Sel marin.}}{2(\text{ClNa}} + \underset{\substack{\text{Sulfure de}\\ \text{fer, de cuivre}\\ \text{et d'argent.}}}{\text{S}\left\{\begin{matrix}\text{Fe}\\ \text{Cu)}\\ \text{Ag}\end{matrix}\right.} + \underset{\substack{\text{Oxygène}\\ \text{de l'air.}}}{8\text{O}} = \underset{\substack{\text{Chlorure de fer,}\\ \text{de cuivre et}\\ \text{d'argent.}}}{2\text{Cl}\left\{\begin{matrix}\text{Fe}\\ \text{Cu}\\ \text{Ag}\end{matrix}\right.} + \underset{\substack{\text{Sulfate}\\ \text{de soude.}}}{2(\text{SO}^3,\text{NaO})}$$

La réaction donne donc lieu à des chlorures métalliques et à du sulfate de soude.

Dans les fourneaux, il y a en outre dégagement d'acide chlorhydrique, qu'on recueille quelquefois, — tant pour éviter l'action corrosive de cet acide délétère que pour l'utiliser industriellement, — dans des tours élevées et remplies de coke, etc., où une pluie fine d'eau arrose les gaz ; il y a également formation de chlore libre, de soude caustique, de sulfure de cuivre et d'oxydule de cuivre non attaqués, quand il y a excédent de sel.

Lorsque nous décrirons les procédés en usage dans les usines qui nous serviront

de types, nous donnerons quelques explications particulières concernant les manipulations spéciales dans les appareils où se fait la chloruration sèche.

562. La seconde opération dans les tonneaux consiste à faire réagir les minerais chlorurés sur le fer, et quelquefois, mais rarement sur le cuivre.

La réaction est la suivante : les chlorures et sels se dissolvent dans l'eau, transformée en dissolution de chlorure de sodium : le chlorure d'argent est dans ce cas. Le fer introduit dans le tonneau réduit l'argent à l'état métallique, à l'aide de la chaleur développée par la réaction et le frottement des matières mises en mouvement rotatoire. Les autres métaux chlorurés sont également partiellement précipités et viennent souiller l'amalgame, qui retient alors de l'or, du cuivre, du plomb, de l'antimoine, etc. Simultanément les chlorures de fer et cuivre au maximum se réduisent au minimum, au contact du fer, ce qui évite une perte de mercure qui ne peut alors se transformer en bichlorure; les autres chlorures: de nickel, cobalt, zinc, manganèse, restent intacts et se retrouvent dans les boues. Quelquefois, lorsque le fer est carburé (fonte), l'action du chlorure de fer et du chlorure de cuivre donne lieu à la production dans les tonneaux de gaz hydrogène carboné. Le cuivre est quelquefois employé comme réductif au lieu du fer, là où il est à bon marché; son action réductive est plus énergique et plus intense.

563. Perte en mercure.

La perte en mercure du fait de l'amalgamation aux tonneaux est donc relativement faible (*Verquickung* en allemand), à cause de la présence du fer ou du cuivre. Pour une moyenne de 5 ans à Halsbrucke, elle a été de 900 grammes pour 1000 kilog. de minerai traité, ou de 20 grammes par kilog. d'argent fin.

On a attribué la décomposition qui a lieu par le fer à une action galvanique développée par le contact du mercure, de l'argent métallique et du fer, baignant dans la dissolution saline ; en tout cas, cette action donne lieu à un dégagement notable de chaleur : c'est la théorie de Winckler, qui a publié un livre excellent sur l'amalgamation et sur celle de l'usine de Halsbrucke en particulier[1].

564. Perte en argent.

Les pertes en argent sont assez faibles; l'or n'est pas chloruré: il reste en grande partie dans les résidus ; il ne s'en dissout que ce qui se trouve au contact du mercure dans les mouvements rotatoires de la tonne.

On attribue surtout (expériences de Plattner) la perte de l'argent à la présence de l'antimoine, qui donne lieu à une oxydation de l'argent et à la formation d'un antimoniate d'argent. Comme ni le chlore ni l'acide chlorhydrique le décomposent, il se trouve dans les résidus.

La perte d'argent se fait surtout dans ces résidus, qui, après extraction de l'amalgame d'argent impur provenant des *Washbottig* (Voir *Lavaderos* au Glossaire), retiennent encore 3 à 4,5 % de l'argent contenu. Il faut ajouter à cette perte celle de la

1. *Winkler. Europäische Amalgamation der Silbererze.* Freiberg, 1848. L'usine de Halsbrucke a été construite sur les plans de Charpentier. A peine achevée, elle devint la proie des flammes, mais fut rapidement reconstruite. Elle fonctionna pour la première fois en 1795.

chloruration, celle des poussières de la trituration et du blutage, celle de la sublimation et de l'affinage, qui varient de 2 à 4 %, l'argent des fumées de condensation retraitées compris. La perte totale est donc de 5 à 9 %; c'est moins que dans l'opération de fusion par voie sèche de ces mêmes minerais et considérablement moins que dans le procédé du *patio*.

Le lecteur trouvera des détails plus spéciaux sur les réactions chimiques de l'amalgamation aux tonneaux, lors de la description que nous donnerons du travail exécuté à Halsbrücke, à Reese-River, etc.

Examinons maintenant les réactions de l'amalgamation à chaud.

II. AMALGAMATION A CHAUD.

565. Les procédés d'amalgamation à chaud sont employés principalement dans l'Amérique du Sud; ils sont appliqués surtout aux minerais renfermant l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure, de bromure et d'iodure, et notablement plus riches que ceux qui sont soumis à l'amalgamation à froid. L'opération principale entraîne une certaine consommation de combustible, et par suite la méthode n'est économiquement applicable que dans certaines localités.

1. Traitement au Cazo (Chaudron).

566. Les minerais pulvérisés et réduits en sables très fins, enrichis par un lavage important, qui les ramène à 2 pour 100 de leur poids primordial, — ce qui occasionne certainement des pertes considérables, — sont chargés dans une chaudière à fond de cuivre, disposée au-dessus d'un foyer, avec la quantité d'eau nécessaire pour former une bouillie très claire, et l'on chauffe jusqu'à l'ébullition. Comme pour les procédés précédents, il convient d'examiner l'influence de certaines circonstances du travail.

567. *Salure* (*Salmora*).

On ajoute du sel marin dans la proportion de 10 à 15 pour 100, et on le répartit assez uniformément dans toute la masse des matières, en agitant avec une spatule en bois : c'est une véritable chloruration à chaud par voie humide.

568. *Incorporation du mercure* (*Incorporo*).

Quand le sel est entièrement dissous, on met dans la chaudière une certaine quantité de mercure, variable avec la nature et avec la richesse des minerais, mais en tout cas inférieure au poids d'argent que contiennent les minerais traités. Après l'introduction du mercure et jusqu'à la fin de l'opération, on brasse et broie les matières avec un pilon en bois.

Lorsqu'on marche au *fondo*, le travail est fait mécaniquement, et le pilon en bois est remplacé par des blocs de cuivre, montés comme agitateurs (*voladoras*) et qui frottent le minerai contre le fond du *fondo*.

Le travail, très pénible pour les ouvriers qui en sont chargés quand il se fait à bras d'homme, est une trituration incessante sur le fond en cuivre de la chaudière : par là on parvient à diviser le mercure et à le mélanger avec les parties les plus lourdes des minerais; en même temps, on produit un frottement prolongé des grains sur le cuivre métallique, qui agit comme réductif, en formant du chlorure de cuivre. La température est toujours maintenue au même point, c'est-à-dire à 100° à peu près. A un moment donné, sur résultat de l'essai (*prueba en caliente*) on enlève tout le contenu de la chaudière et on le porte dans de grandes cuves, dans lesquelles on met à peu près 4 fois autant de mercure que celui qu'on a employé dans la chaudière : c'est la dose du *baño*, et l'on procède au lavage.

568. Perte en mercure.

Elle est moindre dans l'amalgamation à chaud que dans celle à froid.

Pour les minerais *colorados*, l'amalgamation à chaud présente sur le traitement au *Patio* le grand avantage d'une perte moindre en mercure; elle est cependant encore de 1 $^1/_3$ à 1 $^1/_2$ de mercure pour 1 d'argent extrait. A cause de cette importante diminution de frais, les minerais qui ne contiennent pas de sulfures, ou qui n'en renferment qu'une faible proportion, sont traités de préférence au *cazo*, c'est-à-dire dans les cuves à fond de cuivre, toutes les fois que les combustibles ne sont pas à des prix trop élevés.

569. Perte en argent.

Elle est encore assez grande, quoique moindre qu'au *Patio :* elle s'élève de 20 à 25 % de l'argent contenu, en tenant compte de la perte au raffinage, qui est grande, parce que l'argent produit est assez impur.

570. *Lavage* (*Apuro*).

Les matières sont mises en suspension dans l'eau, dans des *tinas, lavaderos, apuros* ou *settlers*, à l'aide de râteaux ou de palettes fixés à un arbre vertical qui s'élève au centre de chaque cuve, et auquel on imprime un mouvement de rotation. Par des décantations répétées, on sépare les parties les plus fines et les plus légères; l'amalgame, dissous dans le mercure en excès, reste au fond des cuves avec les grains les plus gros et les plus lourds des minerais. Le nettoyage de l'amalgame liquide est achevé dans des vases en bois (*bateas*).

571. *Réactions chimiques dans la méthode du Cazo.*

La théorie du *Cazo* est assez simple : les minerais d'argent sont décomposés par le cuivre, par suite de la formation de chlorure de cuivre, emprunté au fond du chaudron et dissous dans le sel marin. Le contact du cuivre et du mercure, en présence de la dissolution saline, donne lieu à une action galvanique, qui favorise la dissolution de l'argent dans le mercure, lequel joue le rôle d'élément négatif; le cuivre remplace l'argent éliminé.

L'amalgamation au *cazo* s'est pratiquée beaucoup au Chili et plutôt sur des minerais sulfurés que sur des minerais d'argent natif, etc. Le sel n'est plus le seul réactif employé alors ; on se sert en outre de sulfate de cuivre : c'est un véritable magistral,

auquel on attribue un rendement en argent amalgamé supérieur à ce que l'on obtiendrait sans son emploi.

572. Les réactions de l'amalgamation à chaud peuvent se résumer dans les formules suivantes :

1re série : (α) SO^3,CuO (sulfate de cuivre) $+ 2NaCl$ (chlorure de sodium) $=$ $= CuCl^2$ (protochlorure de cuivre) $+ 2NaO,SO^3$ (sulfate de soude).

(β) $CuCl^2$ (protochlorure de cuivre) $+ Cu$ (cuivre métallique) $= 2CuCl$ (bichlorure de cuivre).

2e série : (γ) AgS (sulfure d'argent) $+ 2CuCl$ (bichlorure de cuivre) $+ nHg$ (mercure, quantité indéterminée) $= nHgAg$ (amalgame d'argent) $+ CuCl^2$ (protochlorure de mercure) $+ CuS$ (sulfure de cuivre).

(δ) $2CuCl$ (bichlorure de cuivre) $+ 2Hg$ (mercure) $= Cu^2Cl$ (protochlorure de cuivre) $+ 2HgCl$ (chlorure de mercure).

Par la réaction du chlorure de cuivre, la perte en mercure se trouve accrue; le vase en cuivre serait rapidement attaqué, si la corrosion n'était empêchée par l'addition directe du chlorure de cuivre (B. Kerl) et un anneau mobile de métal.

573. Nous croyons sur ce sujet devoir donner encore les réflexions de M. Rivot, que nous citons textuellement :

« Les minerais traités par l'amalgamation à chaud contiennent l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure, de bromure ou d'iodure. Les composés de l'argent avec le chlore, le brome et l'iode, en grande partie altérés par la lumière, ne se dissolvent pas, ou du moins ne se dissolvent qu'avec une grande lenteur dans la dissolution de chlorure de sodium; la plus grande partie des réactions qui amènent l'argent à l'état métallique, doivent s'exercer sur les composés non dissous. Les réactions commencent après l'introduction du mercure, quand la trituration des matières solides contre le fond de la chaudière met les sels d'argent en contact prolongé avec le cuivre métallique. Le mercure est alors réparti en globules très fins dans la masse des grains les plus gros et les plus lourds.

« Le mercure agit directement sur l'argent natif des minerais, et sur l'argent provenant de la décomposition des chlorure, bromure et iodure; mais il est presque sans action chimique sur les sels d'argent, en grains plus ou moins fins. Les composés de l'argent, qui sont mis en contact avec le cuivre, en présence de la dissolution saline, sont détruits plus ou moins rapidement, suivant l'énergie de la trituration qui détermine le contact; il se produit des sels de cuivre au minimum et l'argent amené à l'état métallique se combine avec le mercure. Après quelques heures du travail incessant de l'ouvrier, » (ou de la trituration des sabots de l'agitateur, dans le cas du *fondo*), « tous les sels d'argent, en grains assez gros pour tomber au fond de la chaudière, sont décomposés par cette action du cuivre métallique : l'argent qu'ils contenaient est disséminé à l'état d'amalgame, et sous forme de grains très fins, dans toute la masse des matières.

« Sur les grains, assez fins pour rester en suspension dans le liquide, et sur les sels d'argent dissous par le chlorure de sodium, les réactions chimiques sont entièrement différentes. L'argent est amené à l'état métallique par l'action réductive des sels de cuivre au minimum ; l'argent précipité tombe au fond de la chaudière et s'amalgame ; les sels de cuivre au maximum, qui résultent de cette décomposition, sont ramenés au moins en partie au minimum par le cuivre métallique, et peuvent contribuer encore à la précipitation de l'argent.

« Cette analyse des réactions chimiques démontre que les minerais ne doivent pas être porphyrisés complètement : la décomposition des sels d'argent commence par les grains frottés contre le fond en cuivre de la chaudière ; cette première action produit les réductifs qui peuvent agir sur les parties les plus fines des minerais. La proportion de ces réductifs (sels de cuivre au minimum), en dissolution, augmente depuis le commencement jusqu'à la fin de l'opération ; quand la précipitation de l'argent est complète, la liqueur saline contient tous les éléments d'un magistral extrêmement énergique.

« Le mercure n'est utile que pour former un amalgame, facilement et rapidement soluble dans le mercure en excès, ajouté dans les cuves à laver : il ne contribue pas notablement à la précipitation de l'argent ; il ne produit pas de chlorure, car ce composé, s'il se formait, serait détruit par le cuivre métallique : » (c'est ce qui distingue ce travail de celui de la tinette norwégienne.) « Il n'y a donc aucune *cause chimique de perte de mercure ;* si la compression et la distillation de l'amalgame ne rendent pas toujours un poids de mercure égal à celui qui est employé, on doit l'attribuer exclusivement à ce que, pendant le lavage, une petite quantité d'amalgame n'est pas réunie à la masse métallique liquide et se trouve entraînée avec les boues. La perte de mercure doit être à peu près proportionnelle à la perte d'argent.

« On voit, d'après ce qui précède, qu'il faut mettre le mercure dans la chaudière progressivement et à mesure que l'argent est amené à l'état métallique ; un excès de métal ne peut être utile en aucun moment de l'opération ; il est au contraire très nuisible, en recouvrant le cuivre d'une couche d'amalgame, qui empêche l'action du cuivre métallique sur les composés de l'argent et sur les sels de cuivre au maximum formés dans la dissolution.

« Quand les minerais contiennent des sulfures simples ou complexes, de l'argent avec le soufre, l'arsenic, l'action directe du cuivre est à *peu près nulle*, celle du protochlorure de cuivre est elle-même très faible et surtout très lente ; dans l'amalgamation à chaud, les combinaisons de l'argent avec le soufre, l'arsenic et l'antimoine ne sont pas notablement attaquées, elles se retrouvent presque en entier dans les résidus du lavage ; ce procédé est donc inapplicable dans ce cas. C'est pour cela que lorsqu'on traite, au Mexique, des minerais *colorados* et *negros* mélangés, on ne retire, à l'état d'amalgame, que l'argent contenu dans les premiers ; les seconds restent dans les résidus, et, si leur proportion est suffisante, il faut recueillir les résidus et les soumettre à l'amalgamation à froid, en utilisant comme magistral les eaux salines retirées des chaudières. Le traitement complet des minerais est fait alors en deux opérations : l'une à chaud, pour l'argent des *colorados* ou *pacos*, l'autre à froid, pour le métal précieux contenu dans les *negros*. La seconde partie du traitement fait perdre une fraction considérable de l'argent : il faut tenir compte de cette

perte, quand on veut déterminer si les résidus de l'amalgamation dans les chaudières valent la peine d'être traités à froid. » Ce procédé devient alors un procédé mixte.

2. Procédés des tonneaux.

574. L'amalgamation à chaud se fait aussi dans les tonneaux. Nous distinguerons deux variétés de procédés : celui de Reese-River, avec chloruration sèche préalable du minerai, et celui de Krönke, avec chloruration humide ; ce dernier n'est guère pratiqué qu'au Chili.

L'amalgamation, système Reese-River, ne diffère de celle de Halsbrücke que par l'emploi de l'eau chaude, celui du cuivre quelquefois en place du fer et par les grandes dimensions des appareils roulants. Elle se pratique surtout à Metacomhill (District Saint-Austin, Nevada) et à Pelican-Mine (Colorado). Ce que nous avons dit sur la chloruration sèche et les réactions chimiques pour Halsbrücke s'applique entièrement à *Reese-River*.

Mais, dans d'autres localités, on a depuis peu substitué les *pans* aux tonneaux, en conservant la chloruration sèche préalable. Cette modification, qui est un retour au *Cazo*, fait perdre au procédé Reese-River son caractère originaire. D'autre part, à Washoë, où la chloruration au feu n'existe pas et où l'amalgamation se pratiquait et se pratique encore dans les *pans* (ce qui caractérisait le procédé de ce nom) on a introduit depuis peu également le grillage simple et la chloruration par voie humide : on retombe alors sur le procédé Reese-River modifié. Ces modifications ont eu lieu à Manhattan (District Austin, Nevada). Le procédé primitif, qui est encore en usage à Comstock (Virginia District, Nevada), et les modifications que nous signalons seront étudiés ci-après.

575. La variante du procédé aux tonneaux de Krönke se distingue des autres procédés aux tonneaux par la chloruration humide, par l'amalgamation en présence de la vapeur, par l'emploi du zinc ou du plomb, en guise de fer, ou bien encore de leurs amalgames, et par une opération finale de nettoyage de l'amalgame d'argent obtenu des minerais de la classe γ traités. On introduit dans les tonneaux le minerai avec une dissolution chaude de chlorure de cuivre et de sel marin. L'arsenic, l'antimoine sont quelque peu solubles dans la liqueur salino-cuivreuse; il y a élimination de l'argent à l'état de sulfure d'argent.

Si l'on considère par exemple le cas du sulfure antimonial d'argent ou argent rouge, espèce minérale fort abondante dans certains minerais chiliens, la réaction produite peut se représenter comme suit :

$$1^{re}\text{ série }(\alpha)\ [3Ag^2S + Sb^2S^3] + 6ClCu = 3Ag^2S + 2Sb^2Cl^3 + 3Cu^2S.$$

Il y a formation de sulfure d'argent. La présence simultanée du sel marin, du mercure et du fer (zinc ou plomb) dans le tonneau, donne lieu à la transformation courante de l'amalgamation, c'est-à-dire à la conversion du sulfure d'argent en chlorure et de celui-ci en argent métallique incorporé au mercure.

Cette réaction se représente comme suit :

$$2^e \text{ série (6) } Ag^2S + 2ClCu + nHg = nHgA^2 + Cl^2Cu + CuS.$$

Elle est puissamment aidée par la substitution du zinc et du plomb au fer, et encore davantage par celle de leurs amalgames : le rendement en argent est notablement augmenté et la perte en mercure diminuée.

Quant aux minerais d'argent non sulfureux, qui passent avec les autres au traitement du procédé Kröncke, ils fournissent, en présence du chlorure de cuivre formé, la réaction suivante :

$$2AgCl + 2ClCu + nHg = 2Cl^2Cu + Ag^2nH.$$

Le zinc et le cuivre sont du reste retenus partiellement par l'amalgame, le cuivre surtout à l'état d'oxyde de cuivre, (provenant de la réaction de la chaux des gangues sur le chlorure de cuivre), et à l'état de sulfure, ainsi qu'il résulte des deux premières formules ci-dessus.

Finalement l'amalgame, très impur, subit, dans un tonneau spécial, un lavage énergique à l'eau, en présence d'un excès de mercure, puis de carbonate d'ammoniaque.

3. Procédé des Pans.

576. Il nous reste à examiner les réactions dans l'amalgamation à chaud par les *Pans* ou chaudières en fer.

Le procédé *Washoë*, sans grillage ni chloruration préalable, est un mélange du procédé du *Cazo* et du procédé européen : il est en usage à Comstock, à Owyhee (Idaho) et à Ontario Mill (Utah), sur une assez vaste échelle.

La réaction sur le minerai broyé, introduit dans un *Pan*, s'obtient par l'application de la chaleur (double fond ou barboteur) et d'une dissolution de sel marin et de sulfate de cuivre.

La perte en argent s'élève à 25 % environ de l'argent contenu. On a constaté qu'en faisant le grillage et la chloruration sèche, cette perte diminue considérablement, pour les minerais compliqués de la classe γ, qui se sont présentés très abondants avec l'approfondissement des mines : de là est née l'introduction toute récente dans le traitement du grillage chlorurant. A Owyhee, où le minerai est aurifère, on a ajouté de la potasse à la dissolution salino-cuivreuse ; à Ontario Mill, les minerais sont devenus très sulfureux et le grillage et la chloruration sèche ont dû également s'installer.

La théorie du travail de Washoë, sans grillage préalable, peut se résumer ainsi : sous l'action de la vapeur et du mercure, le sulfure d'argent est décomposé par le fer de l'appareil et le mercure : une partie de ce dernier métal se sulfure et se perd dans les résidus. Plus les minerais se rapprochent de la classe γ (sulfures, antimoniures, arséniures, blendes, pyrites, galènes, etc.), plus la perte est grande : ce sont d'ailleurs les difficultés déjà signalées pour la méthode du *Gazo*, dont le *Pan* n'est, on le voit, qu'une variante.

577. On a essayé par maints réactifs d'éviter le grillage et la chloruration : on voulait se garer de tomber dans les brevets du procédé *Reese River*.

(*a*) Le sulfate de fer et de cuivre; (*b*) l'alun; (*c*) l'acide sulfurique; (*d*) le cyanure de potassium (brevet Robertson); (*e*) le cyanure de potassium et le sulfure de cuivre ensemble; (*f*) le sel ammoniac; (*g*) le sel marin; (*h*) les oxydules de fer basiques, etc., ont été tour à tour essayés. On en est revenu aujourd'hui, presque partout, à la liqueur salino-cuivreuse et au grillage préalable.

Cette liqueur, pour la chloruration humide dans le procédé de Washoë, se fait dans le *Pan* même, à l'aide d'une addition de sel (1 à 3^{kg},6) et de vitriol bleu (0^{kg},30 à 0^{k},40) pour 1 à 2 tonnes de boues minérales broyées et contenant de l'argent souvent aurifère (à Comstock surtout : le tiers, souvent la moitié du poids du lingot d'argent consiste en or); de plus on chauffe, à l'aide de la vapeur, à environ 94°.

La chloruration sèche, précédant le chloruration humide, a donné lieu à des améliorations dans les rendements. A Manhattan Mill (Austin District), centre de Reese River, la chloruration sèche, ainsi que nous l'avons dit, est de rigueur; les minerais sont tous de la classe γ. Il en est de même à Metacom Mill, près Saint-Austin, et à Pelican Mine; mais, tandis qu'à Manhattan Mill, on a abandonné les tonneaux et on traite au *Pan*, dans ces deux dernières localités, on traite aux *tonneaux :* c'est alors, nous le répétons, la méthode européenne transplantée en Amérique.

578. Le grillage, seul, sans sel, est pratiqué également pour le traitement de certains minerais peu compliqués de la catégorie γ. Nous croyons devoir insister sur cette opération qui, appliquée à l'amalgamation à chaud, est très pratique et donne de très bons résultats. Elle consiste ou en un simple *grillage ordinaire*, ou mieux en un grillage *par la vapeur* (Rivot), qui élimine alors, outre le soufre, l'arsenic et l'antimoine.

Ce simple grillage, appliqué aux minerais de la catégorie β, plus ou moins mélangés de minerais γ (antimonieux, arsénieux, sulfureux, etc.), produit facilement la transformation de l'argent, en outre de celui qui peut rester à l'état de sulfure indécomposé en sulfate d'argent, ou plus généralement en argent métallique, c'est-à-dire susceptible d'être facilement amalgamé : nous avons indiqué plus haut l'inconvénient de pousser trop loin le grillage pour certains minerais.

La théorie de l'opération est connue. Nous renvoyons au besoin le lecteur au § III, p. 105 et suivantes des **Principes généraux**, et p. 6, *Agents oxydants;* page 66, 80, § IV. *Procédés oxydants;* page 85, *Cémentation oxydante*, de M. Grüner. Nous l'engageons également à repasser ce qui a été dit par nous sur la *Théorie du grillage*, dans le Complément de la *Métallurgie du Cuivre*, pages 198 et suivantes. Articles n°s 36, 37, 38.

Nous en extrayons, en les complétant au point de vue de l'argent, les paragraphes suivants, qui peuvent être utiles aux ingénieurs et extracteurs de minerais compliqués d'argent. S'ils s'occupent de perfectionnements à introduire dans les méthodes d'amalgamation, ils trouveront dans ce qui suit la clef de maintes réactions très intéressantes, qu'il est bon de connaître ; nous les empruntons à M. Rivot, qui a cherché à produire, économiquement, dans l'appareil de grillage à vapeur décrit au Glossaire (413), l'expulsion la plus complète possible du soufre, de l'antimoine et de l'arsenic, sans perte d'argent par volatilisation.

579. Les expériences du grillage par la vapeur d'eau ont été initiées d'abord par

M. Regnault ; l'action de la vapeur d'eau sur les sulfures est une réaction connue fort simple :

$$HO \text{ (en vapeur)} + SM = HS + MO.$$

La vapeur est décomposée au rouge sombre ; l'oxygène oxyde le métal : l'hydrogène se porte sur le soufre ; les sulfures des métaux donnent donc lieu à la formation d'un sulfure d'hydrogène gazeux et à leur oxydation. La vapeur d'eau, dans les grillages de minerais plus ou moins humides et chargés d'eau, exerce donc par suite un effet oxydant.

M. Cumenge a ensuite appliqué la réaction de la vapeur d'eau aux minerais sulfurés, contenant surtout de l'arsenic et de l'antimoine (cuivre gris), en utilisant la volatilité de ces deux derniers métaux à l'état d'hydrogène arsénié et antimonié, ou d'oxydes volatils : le résultat n'était bien atteint que lorsqu'on ajoutait des pyrites au cuivre gris, c'est-à-dire qu'on augmentait la dose de soufre. Pratiquement cependant la dépense de vapeur était assez grande : l'inventeur a abandonné son procédé, trop vivement à notre avis, puisque en Allemagne on s'est aussitôt empressé de l'utiliser.

L'idée a été reprise finalement par M. Rivot, afin de l'appliquer au traitement des minerais sulfurés γ d'Amérique, contenant une certaine teneur en or et argent.

C'est à cet ordre d'idées qu'est due aussi, sans nul doute, l'application faite plus tard par M. Cordurié, de la vapeur d'eau surchauffée au raffinage des plombs bruts et des plombs zingueux de la désargentation, c'est-à-dire à l'oxydation des impuretés du plomb : antimoine, fer, arsenic, zinc, etc. (Voir Désargentation des plombs).

580. Voici comment s'exprime M. Rivot, au sujet de l'action de la vapeur d'eau sur les minerais sulfurés (Principes généraux du traitement des minerais métalliques. Nouvelle édition, t. III. Mémoires divers, p. 775) :

« En 1854, au moment où j'ai commencé mes expériences sur l'emploi de la vapeur d'eau, j'ai eu comme point de départ les résultats obtenus par M. Cumenge.

« La vapeur d'eau, agissant au rouge sombre sur les sulfures simples, sur les arséniosulfures, sur les antimoniosulfures, etc., mélangés intimement avec une proportion convenable de pyrite de fer, expulse le soufre à l'état d'hydrogène sulfuré, l'antimoine et l'arsenic à l'état d'oxyde d'antimoine et d'acide arsénieux, fait passer à l'état d'oxydes fixes les métaux fer, cuivre, zinc, etc., et enfin, amène l'argent à l'état métallique. Les minerais, mélangés de pyrites, traités par la vapeur d'eau au rouge sombre, peuvent alors être soumis ».... à l'attaque des acides, etc., « à l'amalgamation directe qui en extrait l'argent : les résidus renferment le cuivre à l'état d'oxyde et ne contiennent qu'une très faible proportion d'arsenic et d'antimoine. »

Entre autres études fort remarquables, nous citerons ici les observations faites sur les sulfures simples et complexes, parce qu'elles éclairent d'une façon fort nette la question du grillage des minerais d'argent, surtout ceux de la catégorie γ.

A. **Sulfures simples naturels et artificiels.**

581. « J'ai opéré sur 150 grammes de chacun des minerais suivants : pyrite de fer, blende, galène, sulfure d'antimoine, sulfure d'argent, etc. ; j'ai cherché à conduire toutes les opérations dans les mêmes conditions pour le degré de finesse des minerais, pour la température et la rapidité du dégagement de la vapeur d'eau ; enfin j'ai continué à faire agir la vapeur jusqu'à cessation complète de l'hydrogène sulfuré. En tenant compte du temps nécessaire pour arriver à ce résultat, c'est-à-dire à l'oxydation complète des métaux et à l'expulsion totale du soufre, j'ai obtenu des termes de comparaison pour la résistance que les divers sulfures opposent à l'action de la vapeur, à la température du rouge sombre.

« Les sulfures artificiels, tels qu'on les obtient dans les analyses, sont décomposés par la vapeur d'eau, au-dessous du rouge sombre, avec bien plus de facilité que les sulfures naturels. J'ai expérimenté principalement sur les sulfures de zinc, d'arsenic, d'antimoine, de plomb et d'étain. J'ai fait également quelques expériences sur le chlorure d'argent récemment précipité.

« Relativement à la facilité plus ou moins grande de l'action de la vapeur d'eau, mes expériences m'ont fourni les résultats suivants.

582. « Pyrites. — Les pyrites, lorsqu'elles sont convenablement pulvérisées, sont attaquées par la vapeur d'eau à une très basse température, vers 200°. Entre cette température et le rouge sombre, on ne remarque pas de différence notable dans la facilité d'action de la vapeur. L'action est d'abord très rapide et le dégagement de l'hydrogène sulfuré est en rapport direct avec la rapidité avec laquelle la vapeur d'eau passe. Le ralentissement devient appréciable dans l'action de la vapeur, quand il ne reste plus que 8 à 10 pour 100 de sulfure de fer non décomposé ; il faut ensuite un temps considérable pour arriver à l'oxydation complète, c'est-à-dire au point où la vapeur d'eau n'exerce plus aucune action sur du papier imprégné d'acétate de plomb. Pour 1 partie de pyrites, il faut 333 parties d'eau réduite en vapeur.

583. « Blende. — La blende se comporte d'une manière un peu différente ; l'action de la vapeur commence bien encore vers 200° et continue sans variation notable, lorsqu'on élève la température jusqu'au rouge sombre. Le dégagement d'hydrogène sulfuré ne prend pas la même rapidité que lorsqu'on opère sur la pyrite ; il se ralentit beaucoup, après vingt-cinq heures d'action, mais il se continue presque indéfiniment. On n'arrive pas à l'oxydation absolue de la blende, même après cinquante heures d'action de la vapeur d'eau. On n'obtient l'oxydation bien complète qu'en mélangeant la blende avec 10 pour 100, au moins, de pyrite de fer, et, dans ce cas, il faut maintenir le courant de vapeur pendant trente-six ou quarante heures, et vaporiser environ 60 litres d'eau. On doit par conséquent faire agir, pour 1 partie de blende mélangée avec 100 pour 100 de pyrite, 400 parties d'eau réduite en vapeur.

584. « Sulfure de zinc. — Ce sulfure, produit par voie humide, séché autant que possible à l'abri du contact de l'air, est attaqué rapidement par la vapeur d'eau.

L'action commence vers 200°; elle est terminée en 4 heures, quand on opère sur 100 grammes de sulfure sec. Il n'y a pas notablement d'oxyde de zinc entraîné par le courant de vapeur d'eau; la matière fixe qui reste est de l'oxyde de zinc presque rigoureusement pur. La faible proportion de soufre, que l'analyse fait découvrir, paraît provenir de l'altération que le sulfure précipité éprouve inévitablement au contact de l'air.

585. « Galène. — La galène se comporte à peu près comme la blende; cependant il faut faire plus d'attention à ne pas dépasser le rouge sombre, et l'on arrive à l'oxydation complète avec une proportion un peu moindre de pyrites. Le temps nécessaire au grillage complet est du reste à peu près le même; la consommation d'eau réduite en vapeur est d'environ 380 parties pour 1 partie de galène.

586. « Sulfure de plomb. — Le sulfure de plomb, obtenu par voie humide, séché au contact de l'air, n'éprouve pas la même altération que le sulfure de zinc. Il est attaqué rapidement et complètement par la vapeur d'eau, à la température d'environ 250°. On trouve la totalité du plomb à l'état d'oxyde parfaitement pur.

587. « Sulfure d'antimoine. — Pour le sulfure d'antimoine, l'action de la vapeur commence vers 200° et se continue avec assez de rapidité, pourvu qu'on ne chauffe pas au-dessus du rouge sombre. Il se dégage de l'hydrogène sulfuré et de l'oxyde d'antimoine, lequel se transforme en partie en sulfure, par l'action de l'hydrogène sulfuré, au contact de la vapeur d'eau : on n'arrive pas à volatiliser la totalité de l'antimoine, même en prolongeant beaucoup l'opération. Le sulfure, mêlé à 30 pour 100 de pyrite de fer, peut au contraire se griller complètement. Il faut 100 parties d'eau, pour 1 partie de mélange, correspondant à moitié de minerai d'antimoine.

588. « Sulfures d'arsenic et d'antimoine artificiels. — Ils sont en général toujours mélangés d'une certaine proportion de soufre libre. Quand on traite ces mélanges par la vapeur d'eau, entre 200° et le rouge sombre, le soufre en excès est rapidement volatilisé, les sulfures sont décomposés avec dégagement d'hydrogène sulfuré et formation d'acide arsénieux et d'oxyde d'antimoine. Ces deux composés sont entraînés ou soulevés par la vapeur d'eau : ils éprouvent, au contact de l'hydrogène sulfuré, une transformation partielle en sulfure.

589. « Sulfure d'étain. — Il est rapidement décomposé par la vapeur d'eau à 250°. Le soufre est entièrement expulsé à l'état d'hydrogène sulfuré et l'étain passe à l'état d'oxyde.

590. « Sulfure d'argent. — Le minerai riche des mines de Real del Monte (Mexique), contenant une faible proportion de blende et de pyrites de fer avec gangue quarzeuse, qui a été soumis à l'épreuve de la vapeur, rendait 24 pour 100 d'argent à l'essai. L'action est très lente même à 300°. Une addition de moitié de poids en pyrite de fer a accéléré quelque peu l'action.

591. « Chlorure d'argent. — J'ai fait plusieurs expériences sur le chlorure

d'argent naturel de richesses différentes. J'indiquerai seulement les résultats que j'ai obtenus pour un échantillon de chlorure à la teneur de 45 pour 100 d'argent, provenant de l'ancienne mine de Guadalcanal (Espagne).

J'ai opéré dans deux conditions différentes, d'abord sur le minerai seul, ensuite sur le minerai mélangé avec son poids de pyrite. Sur le chlorure d'argent seul, la vapeur d'eau agit lentement et très incomplètement : il y a perte très notable d'argent, par volatilisation partielle du chlorure.

La vapeur d'eau agit au contraire très nettement et même assez rapidement, vers 300°, sur le chlorure intimement mélangé avec la pyrite de fer. Tout l'argent reste à l'état métallique dans la nacelle, avec l'oxyde de fer, provenant de l'action de la vapeur sur le fer de la pyrite. Tout le chlore du minerai d'argent est expulsé à l'état d'acide chlorhydrique ; le soufre est volatilisé à l'état d'hydrogène sulfuré et ce dernier gaz se dégage, longtemps après qu'on a cessé de constater la présence de l'acide chlorhydrique dans la vapeur, à la sortie du tube où se pratique l'opération.

Le grillage est certainement bien complet, quand on fait agir la vapeur jusqu'à cessation du dégagement de l'hydrogène sulfuré. Il faut au moins 30 heures pour arriver à ce résultat, en opérant sur 75 grammes de chlorure mélangé avec 75 grammes de pyrites. La consommation d'eau vaporisée est de 400 parties d'eau pour 1 partie de chlorure d'argent.

592. « Minerais très quartzeux. — En répétant ces expériences sur les minerais contenant des proportions variables de gangue quartzeuse, j'ai observé des irrégularités assez fortes dans le rendement en argent à l'amalgamation, et j'ai dû rechercher quelle influence le quartz pouvait avoir sur l'état chimique de l'argent, après l'action de la vapeur d'eau. J'ai opéré sur la blende et sur le sulfure d'argent. En traitant la blende, je n'ai pas pu obtenir de résultat bien net, à cause de la faible teneur en argent. Je ne citerai que mes expériences sur le sulfure d'argent provenant des mines de la compagnie de Real del Monte. Le minerai contient 80 pour 100 de gangue quartzeuse et 15 pour 100 de sulfure d'argent et de pyrites; l'action de la vapeur est assez rapide. L'hydrogène sulfuré cesse de se dégager en quantité appréciable, après 30 heures ; la matière grillée renferme tout l'argent à l'état métallique, lorsqu'on a eu l'attention de ne pas chauffer jusqu'au rouge sombre. Si, au contraire, on chauffe au rouge sombre, et principalement, si l'on élève davantage la température, on ne parvient jamais à retirer la totalité de l'argent par amalgamation. En analysant la matière grillée, on trouve qu'elle renferme une partie de l'argent à l'état de silicate ; il y a donc oxydation partielle de l'argent par l'action de la vapeur d'eau, en présence du quartz, mais seulement dans le cas où l'on chauffe un peu fortement[1]. On évite d'ailleurs facilement la formation du silicate d'argent, en mélangeant préalablement le minerai avec 30 pour 100 au moins de pyrite de fer; mais alors la durée de l'opération est plus longue.

593. « Minerais a gangue calcaire. — Lorsqu'on soumet à l'action de la vapeur

1. Voir à propos de cette singulière réaction ce que nous disons (31) sur la silice et l'argent et surtout le paragraphe 3°. Qui a raison de M. Percy ou de MM. Stromeyer, Berzelius, Stas et Rivot? Études à reprendre très sérieusement, comme nous l'avons dit.

d'eau les minerais à gangue calcaire, contenant une forte proportion de gangue, c'est-à-dire de 50 à 60 pour 100, la réaction est très vive, mais elle ne tarde pas à se ralentir et même à s'arrêter complètement, lorsqu'on chauffe un peu au-dessus du rouge sombre. L'opération marche au contraire assez régulièrement, si l'on parvient à maintenir la nacelle au-dessous du rouge sombre.

On se rend aisément compte de cette influence de la température, en analysant la matière grillée. Quand on a dépassé le rouge sombre, la matière contient une proportion assez grande d'hydrate de chaux. L'hydrate est au contraire en faible proportion, si l'on est resté au-dessous du rouge sombre. Lorsqu'on a un peu fortement chauffé, l'hydrate de chaux, facilement fusible, couvre la matière et la préserve de l'action de la vapeur d'eau. La rapidité, avec laquelle les réactions ont lieu dans le commencement de l'expérience, provient de ce que la matière est d'abord rendue très poreuse par suite de la décomposition partielle du carbonate de chaux. C'est un simple effet mécanique; le carbonate de chaux et l'hydrate de chaux ne peuvent en aucune façon faciliter la décomposition de la vapeur d'eau par les sulfures métalliques.

L'addition de pyrites de fer ne modifie pas sensiblement l'action qu'exerce la vapeur d'eau sur les minerais très quartzeux et sur les minerais contenant une forte proportion de gangue calcaire; j'ai eu dans les mains un certain nombre de minerais d'argent de cette nature et les résultats que j'ai obtenus sont assez intéressants pour être cités; je dois dire cependant que les directeurs d'usines trouveront toujours avantage à séparer par cassage et triage la plus grande partie des gangues terreuses; ils n'auront que bien rarement à traiter des minerais dans lesquels ces gangues sont dominantes[1]. »

B. **Sulfures complexes.**

594. « Mes expériences ont porté sur le cuivre gris, la pyrite arsenicale et sur un minerai de Californie (contenant à peu près en parties égales du sulfure d'antimoine et de la blende), en mélangeant intimement chacune de ces matières avec des proportions variables de pyrites de fer. J'ai cherché d'abord à déterminer cette proportion de pyrite qu'il faut employer, pour arriver à l'expulsion, à peu près complète, de l'arsenic et de l'antimoine.

595. « Cuivre gris. — Il contenait 50 pour 100 de gangue quartzeuse et était assez riche en argent. Il faut 100 de pyrites pour 100 de minerai et opérer à une température comprise entre 200° et 300°; il faut 900 parties d'eau pour 1 partie de cuivre gris.

596. « Pyrite arsenicale. — Mêmes résultats.

597. « Sulfure d'antimoine et blende. — Ce minerai n'exige pas autant de py-

1. Voir dans les **Notes finales** les réflexions qui nous sont suggérées par les expériences de MM. Percy, à Londres, et de M. Rivot, à Paris, pour le traitement des minerais pyriteux, encore riches, de Bolivie (*bronces*, *desmontes*, etc.) et rejetés aux haldes comme rebuts.

rites : 25 pour 100 donnent de bons résultats ; il faut 500 parties d'eau vaporisée pour 1 partie de minerai.

Résumé.

598. « 1° En comparant les résultats obtenus, on reconnaît que la vapeur agit efficacement comme oxydant ; que le *surchauffage* de la vapeur rend le grillage plus rapide. Le temps nécessaire au grillage et la dépense de vapeur d'eau sont alors réduits, en moyenne, dans le rapport de 5 : 2.

« 2° Les conditions d'un bon grillage sont les suivantes : les minerais doivent être mélangés avec des proportions de pyrites, variables suivant la teneur des minerais ; l'action de la vapeur doit être continuée jusqu'à cessation complète de dégagement de l'hydrogène sulfuré ; la température doit toujours être un peu inférieure au rouge sombre.

« 3° On favorise la rapidité du grillage, en ajoutant aux minerais des agents d'oxydation : oxyde de fer, oxyde de manganèse, pyrites grillées à l'air. Toutefois, dans le cas des minerais cuivreux, contenant de l'arsenic et de l'antimoine, si l'on ajoute les oxydants sus-mentionnés, ces trois corps non volatilisés se retrouvent presque complètement dans le résidu. » (Rivot, *loco citato*.)

Nous ajouterons ici que, d'après nos propres expériences de laboratoire, le sulfure de cuivre se comporte, en présence de la vapeur d'eau surchauffée, comme les pyrites cuivreuses.

599. Nous avons terminé l'étude des réactions chimiques produites dans l'amalgamation.

Constatons que, dans l'**Amalgamation à froid** :

1° La première série des réactions chimiques est invariablement la formation d'un chlorure, savoir :

Par voie humide, dans l'amalgamation au *Patio ;*

Par voie humide, dans l'amalgamation à la *Tinette norwégienne* (système Cooper) ;

Par chloruration sèche, dans l'amalgamation par *les Tonneaux* (méthode européenne).

2° La seconde série des réactions est obtenue par :

Le mercure, dans l'amalgamation au *Patio ;*

Le mercure, et le fer dans l'amalgamation à la *Tinette norwégienne ;*

Le fer (rarement le cuivre), dans l'amalgamation dans *les Tonneaux.*

3° Dans l'**Amalgamation à chaud**,

La chloruration est obtenue :

Par voie humide, dans le procédé de la *Tina, Cazo, Fondon, Fondo ;*

Par voie humide, dans le procédé de Reese-River et de Kröncke (aux *Tonneaux*) ;

Par voie humide, dans le procédé de Washoë, aux *Pans ;*

Par voie sèche, dans le procédé de Reese-River modifié ;

Par voie sèche, dans le procédé de Washoë modifié. Ces deux procédés se confondent alors, ainsi qu'il a été dit. Dans ce dernier cas, la chloruration est quelquefois remplacée avec avantage par le grillage simple ou par le grillage à vapeur de Rivot.

4° La seconde série des réactions chimiques, au *Cazo, Fondo, Tina à chaud,*

système *Kröncke*, *Pans* et *Tonneaux*, est caractérisée par la formation de l'argent métallique, qui provient toujours, dans ces divers cas, du chlorure d'argent obtenu, soit par la chloruration sèche, soit par la chloruration humide, que celle-ci soit achevée dans l'appareil (*Tonneaux*, comme à Huelgoet, première méthode[1]) ou faite d'ores et déjà dans l'appareil même (*Pans*, *Cazos*, *Fondos*, *Tina* et *Tonneaux*).

Comme conséquence des théories que donnent les auteurs pour les diverses variantes de l'amalgation examinées pour chaque cas, nous constatons : qu'il y a une gradation nettement établie entre tous ces procédés, qui cèdent le pas les uns aux autres, depuis le *Patio* jusqu'au *Pans*, au fur et à mesure de l'apparition des minerais β (chlorures, etc.), puis des minerais γ (sulfures, antimoniures). Cette apparition donne en effet lieu à de grandes pertes de mercure, à cause de la transformation du mercure en chlorure de mercure, éliminé dans les boues, ainsi qu'à des pertes notables d'argent, si l'on ne débarrasse pas convenablement le minerai du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine. Ces pertes sont d'ailleurs indépendantes de celles qu'occasionnent, d'une part les appareils eux-mêmes, quelques-uns très primitifs (*Patio*, *marray*, etc.) et d'autre part les manipulations : ces pertes sont inhérentes à la nature des minerais insuffisamment préparés pour la conversion de l'argent chimiquement combiné en argent métallique destiné à se dissoudre dans le mercure.

600. De tout ce qui a été dit, dans l'Appendice et dans les Chapitres I et II de cette Troisième Partie : sur les Minerais, les Réactifs, les Régions, les Appareils et les Réactions chimiques de la première, deuxième et troisième série, il faut conclure que le travail de l'amalgamation des minerais d'argent varie singulièrement d'une usine à l'autre. Nous dirons même que les contradictions entre directeurs d'usine d'un même district, au sujet du travail technique, sont assez fréquentes ; elles proviennent évidemment de la complication des minerais ; suivant leur relation avec les conditions énoncées et suivant la prédominance donnée à l'une d'elles sur les autres, elles sont appréciées diversement par des hommes, du reste compétents et pratiques, mais placés à un point de vue technique, et quelquefois à un point de vue financier, différents.

Dans l'impossibilité de spécifier, par une description détaillée, chaque méthode locale, nous devrons nous contenter de choisir entre les modèles ou types célèbres de traitement : nous donnerons assez de faits, pour que le lecteur puisse aisément saisir, surtout à l'aide du tableau synoptique et sommaire que nous ferons suivre, les points offrant d'une localité à l'autre une divergence de quelque importance.

Les théories précédemment émises, les faits acquis jusqu'à présent, le Glossaire, et les descriptions d'appareils que nous y avons données d'une façon générale, nous permettront d'établir ces monographies brièvement : nous chercherons surtout à isoler les points qui se détachent sur le fond commun de la méthode type d'une usine ou d'une région.

601. Voici comment nous nous proposons de conduire cette étude :

Comme **Amalgamation à froid** :

1. A Huelgoet, on a employé d'abord une première méthode d'amalgamation, consistant en une chloruration humide, commencée dans des caisses exposées à l'air et achevée ensuite dans les tonneaux. (Voir plus loin.) : mais on a dû la modifier, par suite des variations du minerai avec la profondeur des mines, et revenir à la méthode de Halsbrücke.

Nous décrirons, avec suffisamment de détails, la méthode au *Patio* du *Cerro de Pasco* (Chili). 2°) Pour celle presque identique du district des Ancachs (Pérou) et 3°) celle du Mexique, nous n'insisterons, bien entendu, que sur les divergences importantes et caractéristiques ou les prix de revient. Nous ferons de même pour la variante de la méthode du *Patio*, appelée Procédé des *arastres* et appliquée 4°) au Mexique et 5°) au Pérou. Cet ensemble fera l'objet de la 1re Section. Dans le tableau final, on trouvera quelques autres modifications apportées au procédé du *Patio*, dans quelques usines travaillant au *Marray*, etc.

Dans la 2e Section, nous décrirons la méthode de la *Tina* (tinette norwégienne), savoir : 6°) à Kongsberg (Norwège), et 7°) au Chili (*Cooperprocess*).

Dans la 3e Section, nous donnerons quelques détails sur la méthode européenne des *Tonneaux*, savoir : 8°) à Halsbrücke (Saxe, près Freiberg) ; 9°) à Huelgoet (Bretagne, France), où une méthode, mixte entre celle du *patio* et celle de Saxe, a longtemps fonctionné. La méthode des tonneaux pratiquée à Hiendelaencina (Castille, Espagne), étant en tout pareille à celle de Halsbrücke, nous n'en parlerons point.

602. Comme **Amalgamation à chaud** :

Nous donnerons, dans ses détails caractéristiques, la méthode du *Cazo* ou *Tina* (*fondo* ou *fondon*) : 10°) au Chili et en Bolivie ; 11°) au Mexique. Ce sera l'objet de la 4e Section.

Dans la 5e Section, nous examinerons enfin les variantes américaines :

Du procédé aux *tonneaux* d'abord, savoir : 12°) celui dit *Reese River process*, tel qu'il est exécuté à Manhattan, district d'Austin (Nevada) ; 13°) celui dit *Kröncke process*, tel qu'il est usité au Chili ;

Et finalement les variantes du procédé du *Cazo*, savoir : 14°) celui dit *Washoë process* ou des *Pans*, et 15°) celui que nous appellerons le *Procédé mixte* et qui tend aujourd'hui à se généraliser beaucoup, en empruntant aux deux méthodes de *Reese River process* et *Washoëprocess*, des portions de leur traitement.

Un tableau général d'ensemble, ainsi qu'il a été dit, terminera et complétera cette étude.

De ces méthodes, quelques-unes ont disparu : la *Tina* en Norwège, les *Tonneaux* à Halsbrücke, Huelgoet et Hiendelaencina. Nous croyons cependant devoir ne pas les omettre, afin d'enregistrer et d'archiver pour ainsi dire les nombreux et importants faits d'expérience acquis à la science métallurgique ; ils pourront certainement être utilisés quelque jour : le traitement à Reese River en est une preuve et un exemple. En tout cas, elles constituaient un pas important de progrès dans cette branche métallurgique et elles éclairent le sujet notablement. Pour mettre de l'ordre dans chacune de ces monographies, nous ferons précéder la description du procédé à examiner de quelques considérations sur les gisements, les minerais, les poids et mesures locales, sous la rubrique A.

Les opérations techniques, en général au nombre de neuf, désignées sous la rubrique des lettres alphabétiques suivantes :

B. Bocardage des minerais ; — C. Porphyrisation ; — D. Transport du minerai ; — E. Amalgamation ; — F. Lavage des boues ; — G. Filtration de l'amalgame ; — H. Distillation de l'amalgame d'argent ; — K. Mise en lingots de l'argent ou raffinage ; — L. Retours d'opérations ou traitement des résidus,

Seront décrites, en respectant cet ordre autant que possible, et seront suivies de l'examen du *Coût* ou *prix de revient,* lorsque nous aurons à notre disposition des données suffisamment certaines.

Tel est le programme qu'il s'agit de remplir.

SECTION I.

AMALGAMATION A FROID.

DESCRIPTION DU TRAITEMENT DU *PATIO* AU CHILI, PÉROU, MEXIQUE, ETC.

§ I. TRAITEMENT DU PATIO, AU CERRO DE PASCO (PÉROU).

603. A. *Gisements ; minerais ; poids et mesures,* etc., *du Cerro de Pasco.*

Les gîtes argentifères du Cerro de Pasco sont les plus célèbres du Pérou ; jadis ils rivalisaient de réputation avec ceux du Potosi et ceux des mines Veta Madre, Veta Grande, au Mexique. Encore aujourd'hui, en Espagne, quand on veut exprimer une abondance surprenante et extraordinaire de biens, on dit : « *riquezas del rio Jauja* » (richesses du fleuve Jauja). Le Jauja (voir la carte du Pérou, dans *l'Argent et l'Or*, etc.) est un affluent du rio Mullaga, qui lui-même se jette, vers le nord, dans le Maranon ou fleuve des Amazones, en passant par la ville de Pasco. Cette dernière est située au centre de la jonction des deux embranchements des Cordillères des Andes savoir : celui qui remonte vers Moyabamba, à droite, et est baigné à l'est par la Mullaga, et celui qui longe la côte du Pacifique et est séparé de la chaîne précédente par le fleuve des Amazones.

Les nombreuses mines de *Cerro de Pasco* (on en compte plus de 873 ; 180 seulement sont actuellement en exploitation), fournissent une production qui a été en 1805, 1820 et 1840 de plus de 300 000 marcs d'argent (75 tonnes), et est descendue à 160 000 (40 tonnes), depuis quelques années, par suite de la venue des eaux en profondeur (aussitôt qu'elles se présentent, on abandonne les mines) et, par suite aussi de la plus grande difficulté du traitement des minerais, auparavant facilement amalgamables de la classe α, aujourd'hui plus rebelles β et devenus, avec la profondeur, très abondants en antimoine, soufre, arsenic, etc., c'est-à-dire de la classe γ. Les richesses de la surface sont fournies par des oxydes de fer, provenant vraisemblablement de la transformation métamorphique des pyrites (*bronces*) qui sont très argentifères et d'autant plus qu'elles sont d'un éclat moins brillant. Ce sont les diorites qui constituent les roches éruptives principales du terrain argentifère en question.

On distingue les *pacos*, c'est-à-dire les oxydes de fer (ces mêmes oxydes qu'on

appelle *colorados* au Mexique) en trois sortes : 1° les siliceux, très durs, *pedernales* (pierres à fusil), quelques-uns présentant des traces de fusion ignée et alors appelés *chicharrones* ou *quemazones;* 2° les caillouteux (*cascajos*), assez durs, et 3° les friables (*llampos*), d'aspect terreux.

Les deux espèces les plus courantes sont ces deux dernières, qui parfois s'injectent de veinules de galène et de blende. Leur teneur en argent moyenne est de 5 marcs au caisson ($0^{kg},420$ par tonne). Entre l'espèce *cascajo* et l'espèce *llampos*, on distingue encore : des minerais, éminemment friables, foncés en couleur, appelés *capachos*, recouvrant comme d'un capuchon ocreux du grès métallifère très dur; enfin d'autres, plus jaunes et d'un aspect plus compact, appelés *pastelillos* (petits pâtés).

Dans certaines régions, on trouve les *bronces* ou pyrites à moitié altérées et transformées : elles sont accompagnées alors d'argent natif, noyé dans des ocres argentifères. Les pyrites fortement irisées et riches, souvent mêlées de cuivre gris, sont appelées *pavonados* (de *pavo*, paon); elles sont assez rares maintenant et avidement recherchées; jadis elles constituaient la grande et principale richesse, quelque peu disparue, des exploitations de Pasco.

M. du Chatenet considère cette formation de grès imprégnés d'argent comme se rattachant à l'époque jurassique.

604. Les minerais qui vont se faire amalgamer aux usines proviennent exclusivement de trois districts principaux : 1° les minerais de la région *Santa Rosa* sont ferrugineux, riches en *pedernales;* 2° ceux de la région *Yanacancha*, dont les gîtes passent sous la ville de Pasco, sont principalement cuivreux, et 3° ceux des mines du district de *Pariajirca* sont plutôt plombeux. On croit que l'argent, dans les *cascajos* et *llampos*, base du traitement, est à l'état natif; ni le brome, ni l'iode, ni le chlore n'ont été trouvés jusqu'à présent dans les analyses; assez rarement on constate un peu d'antimoine, d'arsenic et de soufre, en dehors, bien entendu, des *bronces* et des *pavonados*, dans lesquels l'argent est probablement à l'état de sulfure, antimoniure et arséniure.

La teneur en argent des *pavonados* s'élève souvent à 15, 30 et même 100 *marcos* par *cajon*, soit $1^{kg},8$, $2^{kg},5$ et $8^{kg},30$ d'argent par tonne. La galène est en général assez pauvre; cependant on en trouve avec des teneurs qui varient depuis 1 jusqu'à 8 kilogrammes par tonne.

Les minerais courants de l'amalgamation ou *pacos* tiennent de 4 à 6 *marcos* par *cajon*, soit en moyenne 417 à 500 grammes d'argent par tonne, ce qui est relativement une faible teneur : ils représentent plus des 90 pour 100 de la masse traitée. Les gangues (*relleno*, *matrix*, etc.) principales sont : le grès (quartz) et le fer oxydé. La barytine, le spath fluor, le feldspath, l'aragonite, la chaux sulfatée sont assez rares; la blende, la galène et le carbonate de plomb accompagnent quelquefois l'argent natif ou la pyrite argentifère. La décomposition originaire des pyrites, qui sans doute a donné lieu à la nature spéciale de ces gisements, est confirmée par la présence de l'acide sulfurique libre dans les eaux qui s'écoulent des mines et se déversent dans les deux étangs de *Quiulacocha* et *Patarcocha*, par les galeries d'écoulement : ces galeries, qui drainent toutes les mines, même les plus anciennes

du district, sont : *Lauricocha, San Judas, Avellafuerte, Quiulacocha* et la nouvelle galerie en construction : *Socabon Rumillana*.

En résumé, les minerais traités par l'amalgamation sont des oxydes de fer siliceux, imprégnés de quelques pyrites argentifères et d'argent natif, d'une teneur moyenne de 5 *marcos* par *cajon*, ou 417 grammes par tonne, appartenant à la classe β^1. C'est sur ces bases que nous calculerons le coût du traitement au *Cerro de Pasco*.

605. B. *Cassage et transport du minerai des mines aux usines* (*Chancadura*)[2].

Le minerai trop gros est cassé, au sortir des puits, en morceaux de la dimension d'une noix, par des trieurs, appelés *chanquiris*. Sur le carreau ou plate-forme de

1. Nous avons indiqué, page 10, comme valeur du *cajon*, 3^t au Pérou. C'est sur ce pied de 3^t que tous les rendements sont indiqués et calculés. Les mineurs et fondeurs ont l'habitude d'estimer la teneur, non pas après fonte (au creuset ou scorificatoire) et coupellation, mais à l'essai d'amalgamation sur la *guia*, essai qui est toujours très inférieur en titre; ils rapportent le rendement estimé en *marcos* (marcs) par *cajon* ou caisson. Il faut donc prendre le 1/3 des marcs pour avoir la teneur par tonne : 1 marc vaut 1/2 livre ou le 1/4 du kilogramme (250 gr, en réalité 230 gr.). Le titre de 4 marcs ou 1 kilogramme d'argent par tonne correspond par suite à 12 *marcs* par *cajon;* 4 marcs par *cajon* ne valent donc que le 1/3, soit 333 grammes par tonne.

Le *sol* péruvien, qui vaut 1/10 de *dinero*, a une valeur intrinsèque en argent de 5 francs; il est divisé en 100 cents. D'après la loi monétaire du 14 février 1864, le sol d'argent pèse légalement 25 grammes et est à 900 millièmes de fin. Mais la monnaie courante est le papier national, dont la valeur varie avec les changes : 1 sol d'argent métal vaut en général 1,50 sol papier ; de sorte que le marc d'argent (soit 250 gr.), lorsqu'il vaut 10 sols argent (ce qui correspond à 50 francs le marc, et en tenant compte de 1/10e de cuivre dans la monnaie, 22 1/2 centimes le gramme), se paye 15 sols papier, c'est-à-dire 50 pour 100 en sus. Nous verrons tout à l'heure que, si les comptes de prix de revient se faisaient en argent monnaie, au lieu de sols papier, les bénéfices des usines du Cerro de Pasco seraient négatifs : le change variant beaucoup, les bénéfices varient aussi, suivant le change existant entre le métal-monnaie et le papier-monnaie : ce caractère, quelque peu précaire, des opérations industrielles péruviennes est significatif. Nous indiquons le *sol* par l'abréviation *s/*.

Voici un tableau qui facilitera au lecteur les conversions à faire pour les chiffres que nous indiquons :

TENEUR PÉRUVIENNE EN ARGENT.	POIDS RÉEL DE L'ARGENT			
	CONTENU PAR CAJON (3 T.).		CONTENU PAR TONNE.	
Marcos (marcs) par *cajon* (3 T.)	Grammes	Kilogrammes	Grammes	Kilogrammes
1	250	1/4	83,3	1/12
2	500	1/2	166,6	1/16
3	750	3/4	250	1/4
4	1000	1	333	1/3
5	1250	1 1/4	416,5	
6	1500	1 1/2	500	1/2
7	1750	1 3/4	583,3	
8	2000	2	666,6	2/3
9	2250	2 1/4	750	3/4
10	2500	2 1/2	833	
11	2750	2 3/4	916,3	
12	3000	3	1000	1

2. Pour les mots espagnols, voir le *Glossaire*.

la mine (*cancha*), ces minerais sont disposés par les *apiris* (manœuvres indiens) en *montones* (tas) ; les usines les achètent en cet état, après essai, et les font enlever, soit par bêtes de somme, soit par chemin de fer, aux *haciendas*. Les usines et les moulins de porphyrisation (*ingenios*) qui leur sont connexes, se sont concentrés loin de la ville, dans les vallons, ravins et gorges des contreforts des Andes, où l'eau en cascatelles peut fournir des chutes motrices. Une seule de ces usines, la *Esperanza*, est placée près des mines qui alimentent ses *patios*, parce qu'ayant installé des moteurs à vapeur, elle peut fonctionner toute l'année, sans interruption. Cet établissement est le principal du district, comme marche et production régulières.

Le transport par bêtes de somme des minerais aux ateliers d'amalgamation est un chiffre important du prix de revient. Un chemin de fer minier dessert quelques districts (ceux de *Quiulacocha, Sacra Familia* et *Tambillo*) ; mais ses tarifs sont fort élevés, de sorte que la concurrence des bêtes de somme persiste et qu'il ne transporte que le tiers environ de la production. De plus, comme il ne livre pas les minerais dans les usines, un second transport, depuis la station, à dos de mulets (dont la charge est de 150 kilogrammes) ou de llamas (dont la charge est de 35 à 40 kilogrammes) devient indispensable. Les llamas sont préférés pour cette besogne, malgré le faible chargement qu'ils peuvent prendre, parce que, facilement nourris, ils fournissent, par leurs excréments, la *taquia*, combustible très recherché et à peu près unique dans ce pays.

La plupart des usines sont arrêtées en été, faute d'eau motrice ; les sécheresses sont souvent prolongées. C'est pourquoi, dans l'hiver, surtout pendant la saison des pluies, la mouture se fait avec une activité fiévreuse, de manière à fournir du minerai porphyrisé pour le travail de l'année. On distingue huit districts d'usines d'amalgamation : 1° *Quiulacocha*, avec 27 haciendas, dont une des principales est *Esperanza;* 2° *Tambillo*, avec 8 usines; 3° Rivière de *Sacra Familia*, 9 usines; 4° Rivière de *Pasco*, 23 usines; 5° Ravins de *Ucupalga* et *Tingo*, 8 usines; 6° Ravins de *Pucayaco* et *Quinua*, 15 usines: 7° Rivière de *Pucayaco* et *Quinua*, 12 usines; 8° enfin *Tullurauca*, 17 usines. Dans ces 119 usines, il y a 326 moulins de porphyrisation (Statistique de 1878), dont 167 seulement travaillent en toute saison. Beaucoup d'entre elles sont situées à 8, 10 et même 12 kilomètres des mines qui les alimentent, ce qui cause évidemment un surcroît de frais de transport.

606. B. *Porphyrisation* (*Arrastre*).

Le broyage fin se fait à l'aide des *Carcamos*, *Tabladillos*, etc. (voir le Glossaire). L'eau motrice arrive en général sur des roues horizontales à cuillers, par un chenal et un petit canal de décharge (*chiflon*). Les *voladoras* sont en conglomérat ou diorite : la pierre est à grains fins de la carrière del Raco, réputée la meilleure. Leur diamètre est de 3 mètres : il ne reste que très peu de vide entre la *taza* et ses bords; l'eau coule uniformément et arrive en petite quantité, entraînant la matière broyée. La vitesse des meules est de dix à douze tours par minute. Le travail est continu, de jour et de nuit. Le meunier, un Indien, soigne deux appareils. La force motrice nécessaire est de 2 à 2 1/2 chevaux-vapeur.

Les minerais, broyés, à l'état de boue liquide, sont reçus dans les *cochas* (bacs en maçonnerie), où les parties solides se déposent. Lorsque la charge est complète, on

fait dévier les eaux dans d'autres cuves; ou laisse évaporer et, quand la consistance de la boue est devenue celle d'une pâte peu consistante, on procède au travail d'amalgamation. Les boues, qui se sont déposées le plus près de l'appareil de mouture, sont les plus grosses de grain ; on les appelle *relaves* ou *relavanes ;* les plus fines, sont les *llamas :* ces dernières constituent 88 pour 100 environ de la masse à amalgamer. Il ne faut pas confondre ces boues avec les *Carcamos* des laveries, c'est-à-dire produites après le travail du *patio*.

607. C. *Transport du minerai au patio* (*Carguio*) ; *Salage* (*Ormiguillo*) *et Magistral.*

Transport (*Carguio*). L'ensemble des *patios* ou *circos*, en nombre variable. suivant l'importance de l'établissement, est désigné sous le nom de *buytron*. Le *circo* est dallé en pierres cimentées, pour que le sol soit imperméable. La forme circulaire correspond à un diamètre de 5 à 7 mètres. Un mur règne autour du *circo*, de $1^m,50$ de hauteur; il est en maçonnerie; au centre, un pilier, le *templador*, d'où le muletier excite les bêtes. Celles-ci, quand elles donnent un *repaso*, quelquefois de dix, généralement de huit heures, sont disposées sur un même rayon du *circo*, en file, au nombre de 7 à 10, se touchant les unes les autres ; elles se retournent au commandement, et circulent alors en sens contraire. Leur piétinement est très efficace, si la consistance de la pâte est telle que les sabots pénètrent jusqu'aux dalles (*suadero*) ; le relèvement du pied de la bête donne lieu à un transport en avant et à un déplacement d'un peu de matière, ce qui produit un véritable malaxage. A chaque *repaso*, tous les chevaux ont leurs pieds lavés dans une cuve, à l'aide de torchons d'herbes, maniés par les palefreniers de service.

Le chargement est apporté par des manœuvres, qui puisent la matière pâteuse dans les *cochas :* ils forment des petits tas, appelés *cuerpos ;* la charge varie de 4 à 6 *cajones* (12 à 18 tonnes), et contient par suite de 20 à 25 marcs d'argent (5 à 6 $^1/_2$ kilog.).

608. **Salage** (*Ormiguillo*). De ce minerai, le mercurier a prélevé (quelquefois sur la *cancha* même, lors de l'achat), des prises d'essai, appelés *guia*. Suivant la teneur en argent de la *guia*, on ajoute au *cuerpo* du sel marin, finement pulvérisé et l'eau nécessaire pour dissoudre ce dernier. La règle est de donner au minimum une *arrobe* (25 livres ou $12^k,50$) de sel, par marc d'argent à extraire. Ainsi : 1 *circo* de 5 *cajones* de *metales* (minerais), à 5 *marcos* d'argent, reçoit 28 à 30 *arrobes* (348 à 375 kilogr.) de sel ; cependant, pour ceux qui atteignent une teneur de 9 à 10 *marcos*, on diminue un peu cette dose de *salmuera*.

Jadis le sel venait de la mer par bêtes de somme : aujourd'hui, c'est la saline de sel gemme de San Blas (à 30 kilomètres environ de Cerro de Pasco), qui alimente les *haciendas*. Quoique de qualité inférieure, ce sel a éteint la concurrence du sel de mer. La saline de San Blas, appartenant à un seul propriétaire[1], est arrivée à monopoliser ce réactif ; bien qu'entourée de grandes masses de sel gemme, ces dernières ne sont pas exploitées ; elles pourraient facilement faire baisser le prix de ce réactif, qui est dispendieux (moyennement : 1 *sol* péruvien par *arrobe*, soit 5 francs par $12^{kg},50$, ou 400 francs par tonne). Le terrain salifère est triasique ;

1. Señor don Agustin Tello.

l'exploitation se fait à la poudre; la mouture se fait sur place, à la saline même; le transport s'opère, soit par barques sur l'étang de Junin, soit par charrettes, grâce à une nouvelle route, construite de San Blas à Pasco.

Voici deux analyses du sel gemme vendu couramment par la saline de San Blas et données par M. Du Chatenet.

SUBSTANCES		1	2	OBSERVATION
Chlore.	Cl	46,43	51,70	Le n° 1 est plus translucide que le n° 2, et tient près de la moitié moins de substances inertes.
Acide sulfurique	SO^3HO	1,53	1,36	
Sodium..	Na	29,56	32,25	
Chaux.	CaO	0,98	0,64	
Magnésie.	MgO	Traces	0,05	
Eau.	HO	0,70	0,85	
Résidu insoluble dans l'eau. .	»	20,60	10,11	

609. **Magistral.** L'*ormiguillo* étant terminé, on donne un *reposo* ou repos de plusieurs jours, appelé *curtido;* un *repaso* de deux heures précède l'*incorporo* du magistral, dont on met une première charge de 1 arrobe ($12^{kg},50$) sur toute la surface du *circo*. Aussitôt on fait le *volteo* ou *levanto* à la pelle ou à la houe (*azadon*), et on donne la seconde partie du *repaso*. On donne enfin à la masse un nouveau repos ou *curtido* de plusieurs jours.

Lorsqu'on procède à l'introduction du mercure, et en général à une cure quelconque, comme préliminaire de rigueur à la manipulation, on met la houe, puis les chevaux, dans la *llama*, en arrosant d'eau, si cela est nécessaire, de façon à toujours être en présence d'une pâte bien homogène.

Le magistral du *Cerro de Pasco* ne joue pas ici le rôle qu'il joue dans les *patios* du Mexique, où les chlorures et les sulfures d'argent sont la base du traitement : l'argent, dans les usines du Cerro, se trouvant à l'état natif, il n'est point besoin d'obtenir les réactions chlorurantes et réductives de la première et de la seconde série, indispensables au Mexique. La dépense du magistral n'excède guère, pour cette raison, 1 à 2 arrobes par *circo* et par campagne; il n'est usé ensuite que comme réactif calorifique, destiné à faire la *cura de la frialdad*, c'est-à-dire à faire la guérison des maladies, des froideurs, manques de chaleur ou frissons de la *torta*.

Les minerais cuivreux, qui servent de base à la fabrication du magistral, proviennent du district de Yanacancha. On grille le minerai à basse température, dans un réverbère, avec de la *taquia :* la charge est de $1^t,40$ de minerai pulvérisé; elle est fréquemment remuée à la spadelle et reçoit finalement une dose de 150 kilog. de sel marin broyé, lorsque le gaz acide sulfureux a cessé de se dégager; l'opération dure 36 heures. Deux chauffeurs Indiens alimentent à tour de rôle et sans interruption, le foyer de *taquia;* un chef grilleur suffit [1]. Cette addition de sel a pour

1. Le coût est de :

3 postes d'ouvriers grilleurs. . .	à	s/0,80	s/ 2,40
6 chauffeurs.	à	s/0,60	3,60
12 arrobes de sel.	à	s/1 »	12 »
			s/18 »

correspondant à 120 arrobes de magistral (car il y a compensation de poids, par l'addition du sel, qui

but de chlorurer le cuivre oxydé, le reste du cuivre étant à l'état de sulfate : de la sorte, le magistral est constitué par deux sels solubles de cuivre et d'un peu de sel soluble de fer; la majeure partie du fer reste à l'état de peroxyde insoluble.

Pour ce qui concerne l'action chimique du magistral, nous renvoyons le lecteur aux articles 219 et suivants.

Voici l'analyse, faite par M. du Chatenet, du magistral le plus usité dans les haciendas de Cerro de Pasco.

A. — *Partie soluble dans l'eau.*			
Sulfate de cuivre	SO^3CuO	9,75	18,85
Sulfate de fer	SO^3FeO	1,14	
Chlorure de sodium	ClNa	3,36	
Sulfate de soude	SO^3NaO	4,60	
B. — *Partie insoluble dans l'eau.*			
Oxyde de cuivre	CuO	1,50	81,15
Peroxyde de fer	Fe^2O^3	44,92	
Oxyde de plomb	PbO	3,78	
Acide sulfurique, combiné au fer et au cuivre	SO^3HO	2,80	
Silice et autres matières	SiO^3, etc.	28,15	
		100 »	100 »

Il n'est pas douteux que l'emploi du sulfate de cuivre (vitriol ou couperose bleue), serait plus avantageux, dans le cas spécial des réactions limitées que nous indiquons pour le Cerro de Pasco. L'acide sulfurique libre, contenu dans les eaux provenant de la galerie d'écoulement de Quiulacocha (0gr,70 par litre) et employées pour l'arrosage de la tourte, agit aussi très efficacement, en présence des minerais de cuivre oxydés de Yanacancha : dans quelques usines, on se contente même de placer, dans la masse du *circo* ou *torta*, environ 5 arrobes (65 kilog.) de ces minerais; l'influence de cette sorte de magistral artificiel, excité par les eaux acides et obtenu sans dépense de combustible pour les griller, se fait parfaitement remarquer, surtout en été, par les fortes chaleurs, où un excès de réatif devient facilement nuisible.

610. E. *Amalgamation proprement dite* (*Amalgamacion*).

Après plusieurs jours de repos, destinés à amener la *lama* à un état pâteux, pas trop liquide, et à bien répartir par capillarité le sel et le magistral dans toutes les molécules de la masse de minerai, on lui baille une première dose de mercure : la *lama* désormais s'appelle *torta*. Nous avons indiqué (513) comment on répartit le vif-argent à la surface de la tourte; les *repasos* fréquents qu'on donne; les essais à la *puruña*, sur la *guia* principale et sur les *guias* quotidiennes, qu'on recueille et qu'on étudie journellement au laboratoire, pour maintenir, suivant les minerais, suivant la température, suivant la saison, l'amalgamation en bonne marche, c'est-

égale celui du soufre éliminé). Ce prix de revient met l'arrobe de magistral à s/0,15 l'arrobe, ou 60 francs la tonne.

à-dire sans *frialdad* et sans *calentura ;* la seconde addition de mercure ou *cebo ;* les cures (*curas*) à la chaux, au magistral et au mercure, qu'on doit faire, suivant les indications de l'essai; la signification des phénomènes successifs que fournissent ces mêmes essais à la *puruña* ou sébile, tels que : la *ceja* ou *liz* et les *cuerpos*, suivant l'état d'avancement de l'amalgamation de la tourte. Nous avons spécifié le sens des mots : « *la torta esta en su calor ; el circo esta tocado ;* » la nécessité des *volteos* ou *levantos ;* du *curtido* ou repos; l'opportunité des *llapas*, ou remèdes au mercure ; les caractères de la fin de l'amalgamation, indiqués par la constance de la quantité d'amalgame présente, qui n'augmente plus, malgré l'addition de mercure libre et le changement de couleur et d'aspect de la *liz*, pour en arriver enfin à « *matar el circo* » (tuer le cirque), faire rendre la tourte : (*la torta esta rendida*). La dose dernière de mercure (*mata* ou *baño*) est égale au 1/4 ou au 1/5 de ce qui a été employé. C'est alors que commence le travail de séparation de l'amalgame d'argent constitué avec les stériles désargentés.

La quantité totale de mercure dépensée varie, dans les haciendas du Cerro de Pasco, avec celle de l'argent présent et indiqué par la *guia ;* sans lui être rigoureusement proportionnelle, elle décroît plutôt avec des quantités d'argent croissantes. Ainsi dans un *circo* de 4 *cajones* à 5 *marcos*, on emploie 70 livres de mercure (soit 31^{kg},50 pour 26 *marcos* ou 5^{kg} Ag) ; tandis que dans un *circo* de 5 *cajones*, à 8 *marcos* de teneur en argent, on n'emploie plus que 90 à 100 livres de mercure (soit 40 à 45 kilogr. par 40 *marcos* ou 10^{kg} Ag) ; c'est seulement un tiers en sus, au lieu du double.

611. F. *Lavage des boues* (*Trabajo de la tina*).

Le lecteur a trouvé aux articles 429 et suivants la description du travail de lavage des boues, à la *Tina*, qui se fait à l'aide d'un système de trois puits, appelés *capitana* et *relavanes*, communiquant entre eux par des conduites maçonnées (*acequia*), et garnies, sur tout le parcours de l'eau, de *sabanillas* ou peaux de moutons. Nous n'insistons donc point sur cette manipulation ni sur la perte de mercure, dite *perdida de tina*.

612. G. *Filtration de l'amalgame* (*Filtracion*).

L'appareil est la *manga* (Voir ce mot), sac en cuir et toile sur lequel on frappe avec des bâtons, pour séparer le mercure en excès de la *plata pella* ou amalgame semi-solide ; le mercure est recueilli sur le tablier en cuir du *vitque* (469).

613. H. *Distillation de l'amalgame d'argent* (*Postura*).

Aux articles 396 et suivants, nous avons indiqué l'appareil de sublimation avec la *caperuza* (cloche); c'est le nom qu'on lui donne dans l'Amérique méridionale. La cloche couvre et contient l'aiguille, support ou chandelier (*candelero*), sur lequel on place les morceaux d'amalgame, moulés au préalable dans des cylindres en tôle criblés de trous, qui lui donnent la forme cylindrique de la *pella*. Ces cylindres sont placés sur un plateau horizontal de fer, également percé de trous et monté sur le chandelier vertical ; c'est par ces trous que le mercure en vapeur passe pour se condenser dans l'eau, en un liquide débarrassé d'argent, régénéré, et pouvant servir

de nouveau à une opération future. L'argent *pella* devient alors l'argent *piña*; il conserve à peu près la forme cylindrique du moule ; on le roule quelquefois simplement en petites sphères ou boules de 0m,03 de diamètre : il a à l'extérieur l'aspect légèrement caverneux. Le combustible employé est du charbon de terre [1].

614. K. *Mise en lingots de l'argent brut* (*Fundicion en barras*).

On ne livre pas généralement au commerce l'argent *piña :* cependant il en arrive de grandes quantités à Londres et même à Paris ; on le transforme en lingots (*barras*). Cette fonte se fait dans l'établissement central, commun à toutes les haciendas et appartenant au Collège des Députés des mines (*Diputacion de mineria*), et qu'on appelle généralement *Casa de fundicion de barras.*

On fond les *piñas* dans des fourneaux marchant à la houille, dans des creusets en fer, quelquefois avec du borax et du carbonate de soude, souvent sans flux aucun. La fusion dure environ 30 minutes et l'argent est coulé sous forme de lingots ou barres à sections trapézoïdales. Leur poids ordinaire est de 280 à 300 marcs, soit 70 à 75 kilogrammes. Les droits prélevés comme frais de fusion sont de 3 *centimos* par *marco* (0fr,60 par kilogr.). Ces lingots sont expédiés à Lima, et se vendent, après essai de l'hôtel des Monnaies, au prix courant du jour : les lingots tiennent généralement de 990 à 995 millièmes de fin.

615. J. *Coût et prix de revient.*

D'après M. du Chatenet, à l'obligence de qui nous sommes redevable de la plupart de ces renseignements, voici copie de deux états ou tableaux récapitulatifs des dépenses afférentes à deux campagnes, faites à la hacienda de Ocoroyoc, par la méthode du *Patio* : l'une en hiver, durant les mois de février, mars et avril 1879, sur 4 *cajones* à 5 *marcos* d'argent, et l'autre en été, durant les mois d'août, septembre et octobre, sur 5 *cajones* à 8 *marcos* d'argent.

1. La tourbe ou *champa* existe dans les ravins et pampas des environs de Pasco : elle n'est utilisée que pour certains usages domestiques. Le combustible courant est la *taquia :* le prix de la tonne est de 10 *soles* ou 50 francs : elle sert aux Indiens pour fondre la galène très pure dans des fours à réverbère. La flamme est longue, sans dégagement de soufre ; les résidus ou cendres représentent 18 pour 100.

La houille est abondante, non loin du Cerro de Pasco. On compte 64 mines où la houille est découverte et présente : on n'en exploite que 28, dont les plus importantes sont : dans les districts de la Rivera de la hacienda del Pardo : Azucar-Machay, Garbanzo-Cancha, Descubridora, Rosario, Mercedes, Nuestra Señora de la Soledad, *Idem* del Transito, Santo Toribio ; dans le district de Yanacancha : San Antonio, Nuestra Senora del Carmen, Milpapata, Nuestra Senora Natividad ; dans les districts du village de Chacayan : San Lorenzo, Rosario, Gaillar, Carmen, San Vicente, Rosario, Victoria, Chisacancha, San José, etc. Treize autres districts houillers fournissent peu de houille ; parmi eux ceux de Jusi, Paria, Huallay, Rancas sont les plus notables. Mais la production totale, limitée, par l'absence de routes, à 150 tonnes environ par mois, est exclusivement consommée sur place ou dans le voisinage. Le chemin de fer de Pasco à la côte du Pacifique doit toucher prochainement à ce centre houiller : alors la face de la métallurgie péruvienne sera, espérons-le, profondément modifiée. C'est le charbon de Rancas qui seul voyage en ce moment, à grands frais, pour alimenter les réverbères et les cloches de sublimation.

DATES	OPERACIONES (Opérations)	AZOGUE (Mercure)	SAL (Sel)	CABALLOS (Chevaux)	OPERARIOS (Ouvriers)	MAGISTRAL	CAL (Chaux)	OBSERVATIONS
		A. — *Minerai de 4 cajones à 5 marcos.*						
14 Février 1879. .	Ormiguillo.	»	25	4	1	1	»	
17 » » . .	Incorporo.	70	»	8	2	»	»	
22 » » . .	1° Levanto.	»	»	8	2	»	»	
5 Mars » . .	2° »	»	»	4	1	»	»	
21 » » . .	3° »	»	»	8	2	»	»	
27 » » . .	4° »	»	»	8	2	»	»	
31 » » . .	Mata.	15	»	4	1	»	»	
1er Avril » . .	Tina.	15	»	»	6	»	»	
Total.		100	25	44	17	1	»	
		B. — *Minerai de 5 cajones à 8 marcos.*						
11 Août 1879. . .	Ormiguillo y incorporo.	35	90	3	8	»	»	
13 » » . . .	1° Levanto.	»	»	1,5	5	»	»	
26 » » . . .	2° »	»	»	1,5	4	»	»	
30 » » . . .	3° »	»	»	3	8	»	1	
1er Septembre 1879.	4° »	3	»	3	8	»	»	
22 » » .	5° »	»	»	3	8	»	»	
3 Octobre » .	6° »	»	20	2	8	1	»	
11 » » .	7° »	»	»	1,5	4	»	1	
24 » » .	Mata.	»	35	3	8	»	2	
25 » » .	Tina.	»	25	5,5	»	»	»	
Total.		38	170	27	61	1	4	

616. Ce sont là les frais de l'amalgamation proprement dite : il faut y ajouter toute la série des dépenses antérieures et postérieures à cette opération ; elles peuvent se résumer dans les tableaux suivants, dans lesquels nous introduisons les frais de distillation de l'amalgame, à raison de 1 *sol* par *cajon*.

MATIÈRES	A. 4 CAJONES DE MINERAI A 5 MARCOS D'ARGENT.			B. 5 CAJONES DE MINERAI A 8 MARCOS D'ARGENT.		
	RENDANT 20 MARCOS ou 5 kg d'argent.	s/PÉRUVIENS.	FRANCS par tonne de minerais.	RENDANT 40 MARCOS ou 10 kg d'argent.	s/PÉRUVIENS.	FRANCS par tonne de miuerai.
Mercure perdu (*a*)	20 livres à s/120 le qql.	s/24 »	40 »	*a'*) 34 livres à s/120 le qql.	s/40,80	68 »
Sel gemne (*b*)	25 arrobes à s/1 l'arrobe de 25 livres.	25 »	41,66	*b'*) 28 arrobes à s/1 l'arrobe.	38 »	63,33
Bêtes de somme (*c*)	44 chevaux, travaillant 8 heures de relai, à s/0,5.	22 »	36,66	*c'*) chevaux, à s/0,50 le cheval	30,50	50,83
Salaires (*d*)	17 ouvriers, au prix moyen de 6 réaux d'argent et 1 réal de diverses fournitures, soit : 77 réaux ou s/0,70.	11,90	19,93	*d'*) 27 ouvriers, à s/0,7	18,90	31,50
Magistral (*e*)	1 arrobe à s/0,80.	0,80	1,34	*e'*) 1 arrobe à s/0,80.	0,80	1,34
Chaux (*f*)	1 arrobe à s/0,80.	0,60	1 »	*f'*) 4 arrobes à s/0,6.	2,40	4 »
Filtration et distillation de l'amalgame (*g*)	1 sol pour 4 cajones.	1 »	1,66	*g'*) 1 sol pour 4 cajones, soit pour 5 :	1,25	2,08
	Total. . . . . . . (π)	85,50	fr. 142,15	Total. . . . . (π')	s/132,65	fr. 221,08

(*a*) Le poids de l'amalgame est de. . . . . 90 livres. } 80 livres.
Retranchant les 20 *marcos* d'argent . . . . 10 — }
Mercure employé. 100 —
La perte est de. . . . . 20 livres, ou 1 livre par marc (200 pour 100).
20 livres de Hg à s/120 le quintal : s/24.

(*b*) Le sel est de San Blas, à 1 sol l'arrobe de 12^kg,50.

(*c*) On calcule à 5 réaux = s/0,25 la valeur d'un relai par cheval : c'est le tarif courant.

(*d*) On fournit à l'ouvrier de la *coca* et des avances en argent, dont l'intérêt est perdu.

(*e*) Le magistral vaut s/0,80 l'arrobe. On n'en emploie que comme *cura;* les minerais de cuivre sont compris dans la valeur générale des minerais d'argent ; ils sont argentifères.

(*f*) La chaux vaut s/0,60 l'arrobe ; on n'en emploie guère que cette quantité. Quoiqu'il n'y ait point de dépense, dans le cas examiné, de ce chef, il faut la faire entrer en ligne pour le compte général.

(*g*) On calcule, dans toutes les usines, pour les frais de filtration et de sublimation de l'amalgame : 1 *sol* par 4 *cajones*.

(*a'*) Le poids de l'amalgame est de. . . . . 156 livres } 136 livres.
Retranchant 40 *marcos* d'argent. . . . . 20 — }
Le mercure employé est. . . . . 170 —
La perte est donc de. . . . . 34 livres, soit de 170 pour 100.
34 livres de Hg, à s/120 le quintal : s/40,80.

617. Dans ces frais, on n'a point fait entrer la valeur des minerais, des transports, etc.

On peut, d'après M. Du Chatenet, les estimer comme suit :

h) Le prix d'un minerai de 5 marcos par *cajon*, teneur ordinaire des mines du Cerro de Pasco, est fort variable suivant les mines, cela est évident : la dureté de la roche, la profondeur, les muraillements et boisage, la poudre ou la dynamite, l'eau souterraine, etc., sont des facteurs importants, indépendants d'ailleurs de la richesse intrinsèque du gîte. On peut estimer entre 10 et 18 *sols* le prix du *cajon;* en prenant une moyenne générale de s/12 par *cajon* (s/48 pour 4 cajones), on sera dans le vrai; ci. . s/48 » 82fr » par tonne.

i) Le transport des minerais aux *haciendas* varie. Si l'usine est près du chemin de fer, dans le voisinage de la première moitié de la voie ferrée, on peut compter :

1° Transport par bêtes de somme jusqu'à la station avec chargement et déchargement, par *cajon*.	s/3 »	12,40 p.4 cajones	49,60	82,66	—
2° Tarif du chemin de fer : s/8,40 par *cajon*;.	8 40				
3° Charriage à l'usine par charrettes ou bêtes de somme	1 »				

Les frais seront un peu plus élevés pour une usine qui ne peut se servir de la voie ferrée (peu de chose, à cause de la concurrence).

Il faut ajouter enfin :

k) La porphyrisation des minerais dans l'usine, dont le montant n'est pas compris dans les frais ci-dessus. Ce prix (y compris les frais de réparations, la part des frais généraux, les frais d'amortissement de l'*ingenio*), peut être à estimé s/15 par *cajon*, soit pour 4 *cajones*. . . . . . 60 » 100 » —

s/157,60 282fr,66

En divisant par 4, on trouve une moyenne de :

Pour 1 cajon : s/39,40 ou 65fr,64 par tonne (α).

618. Pour les deux cas précédemment examinés, on aura le résumé général suivant :

	A		B	
	S/P.	FR. PAR T.	S/P.	FR. PAR T.
α) Prix du minerai vendu et porphyrisé à la *hacienda* :				
4 cajones à s/39,40 ou 65f,64 par tonne.	157,60	262 ,66	»	»
5 — — — — .	»	»	197 »	328,30
β) Frais de traitement par amalgamation, pour 4 cajones (π).	85,30	142 ,15	»	»
Frais de traitement par amalgamation, pour 5 cajones (π′).	»	»	132,65	221,08
Totaux	242,90	404fr,81	329,65	549,38
La valeur de l'argent métal produit étant :				
1er Cas : 25 marcos pour 4 cajones à s/10 ou 50 fr. le marc (200 fr. le kg). . . (ω)	200 »	333fr,33	»	»
2e Cas : 40 marcos pour 5 cajones à s/10 ou 50 fr. le marc (200 fr. le kg). . . . (ω′)	»	»	400 »	666fr,66(10)
Il résulte de ces chiffres : 1° qu'il y a *perte*, dans le cas des minerais, traités par la méthode de *patio* au Cerro de Pasco, d'une teneur de 5 *marcos par cajon* ou 0g,417 à la tonne de . . . . (ψ)	42,90 par *cajon*	71fr,48 par tonne.	»	»
2° Qu'il y a *gain*, dans le cas des minerais de 8 *marcos par cajon* ou 666 gr. à la tonne (ψ′).	»	»	s/70,35 par *cajon*.	117fr,28 par tonne.

Heureusement que le change sur la monnaie péruvienne intervient d'une manière favorable, pour modifier ces résultats.

Avec le change de 15 sols, pour 1 marc monnaie, au lieu de 10 sols qui est le pair :

La valeur (ω) de s/200 devient 300 sols, et la perte (ψ) devient un bénéfice qui est alors de s/57,10 par *cajon* ou de 95fr,16 par tonne, dans le cas des minerais à 0gr,417 à la tonne ou 5 *marcos* par *cajon*.

La valeur (ω′) devient 600 sols, et le bénéfice (ψ′) s/270,35 ou 450fr,58 par tonne, dans le cas des minerais à 666 gr. à la tonne ou 8 *marcos par cajon*.

Dans ces conditions, toutes les usines d'argent de cette région dépendent du retour au pair de la monnaie-papier, aléa peu séduisant et accident de banque fort possible, qui n'aurait certes rien d'extraordinaire, puisque c'est le retour à l'état normal : il est vrai qu'alors probablement les prix constituant les frais, subissant le contrecoup de cette modification, baisseraient proportionnellement.

Avant d'abandonner ce sujet, faisons une dernière remarque intéressante.

Les frais proprement dits d'amalgation pour 4 *cajones* à 5 *marcos*, c'est-à-dire pour des minerais à 417gr d'argent à la tonne, sont pour 1 *cajon*, de : s/21,32, ou par 1 T. de 142fr,15. Les frais pour 5 *cajones* à 8 *marcos*, c'est-à-dire pour des minerais à 666g,66 d'argent à la tonne, sont de : s/26,53, soit : 221f,08 par 1 T.

Une augmentation d'environ 66 pour 100 de teneur en argent ne produit donc qu'un renchérissement dans les frais de traitement de 79 francs, c'est-à-dire de 55 pour 100 : il y a

par suite avantage à chercher à élever la teneur moyenne des minerais, en les classant et en les triant plus sévèrement des gangues, et à ne pas traiter à part les lots riches et les lots pauvres, mais plutôt à employer les premiers à l'enrichissement du titre des seconds.

§ II. TRAITEMENT DU PATIO, DANS LE DISTRICT D'ANCACHS (PÉROU).

619. Nous extrayons les faits saillants de cette opération d'une description donnée par M. W. Ratcliffe, dans la Métallurgie de M. le Dr J. Percy.

A. *Détails sur les minerais*, etc.

Les minerais sont surtout abondants en sulfure d'argent, peu d'argent natif; assez souvent en chlorure; de plus ils sont fréquemment assez compliqués d'autres sulfures métalliques. La lœlingite, ou arséniure de fer argentifère (art. 90), devient fréquente dans les gisements, à mesure qu'on avance en profondeur.

B. *Bocardage*. — C. *Porphyrisation*. — D. *Transport*, etc.

En tout semblable à la méthode du Cerro de Pasco.

E. *Amalgamation*.

La quantité de mercure baillée à la tourte est de 3 livres par marc d'argent, soit 600 pour 100. — Durée de l'opération : variable de 10 à 30 jours.

F. *Lavage des boues*.

On emploie le système de la *tina*.

G. *Filtration de l'amalgame*.

Elle se fait dans un sac de forte toile, de forme conique.

H. *Distillation*.

La *pella* est traitée dans le fourneau représenté fig. 77 et décrit (396).

K. *Mise en lingots*.

Les acheteurs de la *plata piña* la raffinent dans des creusets obtenus, en coupant, à la hauteur du goulot, les bouteilles en fer qui servent de récipient au mercure; ils opèrent dans un feu de forge.

Les pertes sont variables; elles sont toutefois grandes à la fois en argent et en mercure; le lavage des boues rend peu; l'argent y est entraîné surtout à l'état de sulfure, arséniure et antimoniure.

620. Dans l'usine de Santa Rosa Recuay, les minerais sont très antimonieux, de la classe β (*frios*), et sont soumis à un grillage préalable au four à réverbère, qui jette des torrents d'acide antimonieux dans l'atmosphère.

Ces fours ont une sole de $5^m,70$ de long sur $2^m,80$ de large, à quatre foyers, alimentés avec de la *taquia*, dont on consomme par 24 heures de 1000 à 1200 kilogrammes, en passant deux charges de minerais préalablement broyés, chacune de 400 kilogrammes environ; les fumées s'échappent par le centre de la voûte très surbaissée du four.

Le magistral est supprimé dans l'opération du *patio*, parce que le minerai contient lui-même assez de sulfate de cuivre, produit par le grillage de la masse. Dans cette usine, le piétinement des mules (*repaso*) est remplacé par celui des hommes, qui travaillent pieds nus et pratiquent une opération similaire à celle du foulage ou écrasement des raisins en Espagne.

La durée de l'amalgamation de ces minerais est plus courte ; elle n'est que de 10 à 15 jours ; le lavage est fait à la *tina*, comme au Cerro de Pasco. (**Voir notes finales**).

§ III. TRAITEMENT DU PATIO, AU CHILI.

621. Pour éviter les répétitions, nous concentrerons dans le tableau suivant les divergences que présentent, sur le travail décrit, les manipulations du Chili, où l'opération du *patio* est devenue très peu importante, depuis l'introduction successive des systèmes Cooper et Kröncke.

OPÉRATIONS	COPIAPO	ARQUEROS.	MACHATILLO	CATEMO	SAN PEDRO NOLASCO
A. *Détails spéciaux. Minerais*, etc.. .	Minerai à 3 kg. à la T., maintenant rare ; toutes les teneurs, au-dessous de ce type, sont fréquentes. Moyenne : 2 kilogr. par T.	Minerai contenant l'*arquérite* (mercure argentifère ou amalgame d'argent). Teneur moyenne : 10 à 12 kg. d'argent par T.	Cuivres gris, à 8 kg. d'argent à la tonne.	Cuivres pyriteux, de 5 à 8 kg. d'argent par T.	Cuivres pyriteux, de 5 à 8 kg. d'argent par T.
			Grillage préalable, avec ou sans sel.		
B. *Bocardage*.	Comme au Mexique et au Pérou.		»	»	»
C. *Porphyrisation* . . .	id.	id.	id.	id.	id.
D. *Transport, Salage, Magistral*. . .	»	Point de magistral.	»	»	»
E. *Amalgamation*	»	Addition de *Pir* (amalgame de plomb). Durée de 6 à 8 jours.	»	»	»
F, G, H, K, etc.	Comme au Mexique et au Pérou.		»	»	»

§ IV. TRAITEMENT DU PATIO, DANS LA HACIENDA DE FRESNILLO (MEXIQUE).

622. A. *Détails spéciaux. — Minerais.*

Nous choisirons comme type des usines mexicaines celles de Fresnillo, située dans l'état de Zacatacas, où l'on a introduit les appareils à vapeur, où le traitement s'appliquait à plus de 50 000 tonnes de minerais par an et où des perfectionnements incessants avaient amené la méthode du *Patio* a son maximum de rendement et de progrès : cette usine est, paraît-il, arrêtée actuellement.

Les minerais sortent presque tous d'une petite montagne, appelée Cerro de

Proaño, qui s'élève à une centaine de mètres au-dessus des plaines environnantes. On distingue trois sortes de minerais :

a) Les *colorados* : ils sont jaunes, friables, à base d'hydrate de sesquioxyde de fer, dans lesquels l'argent est à l'état natif, quelquefois à l'état de bromure : la teneur moyenne est estimée (en 1833), par Burkhart à 1kg,750 par tonne : cette teneur a baissé depuis, avec la profondeur des mines.

b) Les *azulaques* sont peu abondants, mais fort riches en argent; celui-ci s'y trouve à l'état natif, de sulfure, de chlorure, et fortement imprégné de pyrites de fer; leur teneur est estimée par Burkhart à 1kg,500 par tonne.

c) Les *negros* sont quartzeux, avec traces de blende, galène, pyrites ordinaires, pyrites arsenicales, cuivreuses; avec sulfure d'argent et argent natif capillaire, finement dissiminé, difficilement visible à l'œil nu. Leur teneur moyenne a été estimée par Burkhart à 2kg,500 par tonne.

La teneur générale des minerais traités au *patio* a été estimée plus tard par M. Saint-Clair Duport à 2 pour 100 et, plus tard encore, vers 1843, à seulement 1kg,500; c'est ce dernier chiffre qu'indique M. Laur (*Annales des mines*, 1871, t. XX). D'après les derniers renseignements de M. William James Newall (1879), les mines de Fresnillo ne seraient plus en exploitation, ainsi que nous l'avons déjà indiqué.

Nous ne nous étendrons point sur les détails de l'opération du *Patio*, expliquée dans les pages précédentes ; nous nous limiterons à donner, sous forme très abrégée, le prix de revient qu'indique M. Rivot, pour une opération annuelle de 32 468 tonnes, telle qu'elle se pratiquait autrefois : ces chiffres sont encore applicables assez exatement à la plupart des usines mexicaines actuellement en marche.

Le lecteur pourra d'ailleurs aisément modifier les chiffres consignés comme résultats généraux spéciaux à l'usine de Fresnillo, en les ramenant aux types qui leur seraient fournis, par exemple par MM. Laur et Newall, et que nous indiquons précisément à la fin de cet article.

623. B. *Bocardage.* — En 24 heures, 12 batteries de pilons de bocard produisent 60 tonnes de minerais pulvérisés, c'est-à-dire réduits en sables, qui traversent des cribles à trous de 0,005 de diamètre : 18 000 tonnes de minerais en morceaux sont ainsi bocardées en 300 jours de travail.

Les dépenses principales de l'opération sont :

					ET PAR TONNE DE MINERAIS	
Main-d'œuvre	Conducteurs de mules :	6.200 journ.	à 3 fr.	21.600 fr.	0j,221	0fr665
	Enfants.	86.400 —	à 1 —	86.400	2,660	2,660
Mules . .	216 pour.	300 =	à 1 —	64.800	2	2,000
Usure du matériel, réparations, frais divers.				13.600		0,418
Frais spéciaux du bocardage.				186.400 fr.		4fr741

(Par tonne de minerais bocardés : 10 fr. 355.)

624. C. *Porphyrisation.* — Les 32 468 tonnes sont porphyrisées en 380 jours de travail

dans 260 *arastres*, qui emploient 1040 mules et 112 conducteurs, ouvriers ou surveillants.

Les dépenses principales de la porphyrisation sont les suivantes :

		ET PAR TONNE DE MINERAIS TRAITÉS	
Main-d'œuvre : Ouvriers et surveillants. 31.360 j à 3 fr.	94.080 fr.	0j,966	$2^{fr}898$
Mules. . . . : 1040 mules pendant 280 jours à 1 fr.	291.200	8,970	8,970
Usure des appareils, réparations, frais divers.	12.500		0,383
Frais spéciaux de la porphyrisation.	397.780 fr.		$12^{fr}251$

625. D. PRÉPARATION DU MAGISTRAL.

a) Bocardage. — La pulvérisation de 2000 tonnes de minerais cuprifères, pour magistral, exige 30 jours d'activité des 12 batteries de bocards, et entraîne les dépenses suivantes :

Main-d'œuvre :	Conducteurs de mules. 720 journ. à 3 fr.	2.160 fr.
	Enfants. . . . . . . 8.640 — à 1 fr.	8.640
Mules. . . . :	216 pour 30 journ. à 1 franc.	6.480
Usure du matériel, réparations, frais divers.		1.360
Frais spéciaux du bocardage pour magistral.		18.640 fr.

b) Grillage du magistral.

Les 8 fours à réverbère que possède l'usine sont presque toujours en feu à la fois ; le transport du bois, les soins aux foyers, le travail sur les soles, etc. occupent 8 ouvriers, divisés en deux brigades, travaillant l'une pendant le jour, l'autre pendant la nuit. Dans chaque four, on ne charge que 500 kil. de minerais pulvérisés ; on les étend sur la sole, sur une épaisseur de $0^m,05$; l'oxydation se fait lentement, à très basse température, au rouge sombre et en évitant l'agglomération. On brûle, par 24 heures, 2 mètres cubes de bois, dans chaque four.

Le produit du grillage, le magistral, contient plus de 20 pour 100 de sulfates métalliques de cuivre et de fer solubles dans l'eau, mélangés à du sulfate de chaux, du peroxyde de fer et du quartz ; la dissolution dans l'eau présente une réaction notablement acide.

Le grillage des 2000 tonnes de minerais de cuivre exige 250 jours d'activité pour les 8 fours, et coûte :

Main-d'œuvre . . . :	2000 journ. à 3 francs.	6.000 francs.
Bois . . . . :	1000 tonnes à 20 francs. . . .	20.000
Outils, réparations, frais divers.		6.000
Frais spéciaux du grillage.		32.000 francs.

Le magistral est transporté, aussitôt après la sortie des fours de grillage, dans des magasins bien clos, où il est conservé jusqu'au moment de son emploi : on admet qu'il est d'autant meilleur qu'il produit plus de chaleur au contact de l'eau, ainsi qu'il a été dit ; et on soumet à un second grillage celui qui a été trop longtemps exposé à l'humidité et qui a perdu par là ses propriétés de s'échauffer en présence de l'eau : l'hydratation des sulfates ne peut cependant être un inconvénient ; un second grillage ne doit être considéré comme logique, croyons-nous, que lorsque le premier a été fait sans soins (219) et (225).

Les frais résumés et relatifs à la préparation du magistral sont donc les suivants :

			PAR TONNE DE MINERAIS TRAITÉS	
Achat et transport de 2000 tonnes de minerais de cuivre à 250 francs la tonne.	500.000 fr.			15fr394
Main-d'œuvre : 11360 jours à 1 et 3 fr..	16.800		0j,349	0,517
Mules. . . . : 6480 — à 1 fr..	6.480		0,199	0,199
Bois.. . . : 1000 tonnes..	20.000		0,031	0,620
Usure du matériel, outils, réparations, frais divers.. .	7.360			0,229
Dépenses faites pour le magistral..	550.640 fr.			16fr960

626. E. *Amalgamation proprement dite.*

Le traitement des 32 468 tonnes de minerais est fait en 590 *tortas*, pour lesquelles on emploie :

8850 tonnes de sel impur,

2000 tonnes de magistral,

Et 625 tonnes de mercure.

627. Perte de mercure.

L'approvisionnement de ce dernier réactif n'est pas aussi considérable que l'indique ce chiffre, parce que la compression et la distillation de l'amalgame, retiré des boues par lavage, rendent constamment disponible la plus grande partie du mercure employé. Une provision de 160 tonnes suffit, pour n'être pas exposé à des interruptions. La dépense de mercure qu'il faut porter au compte des frais spéciaux de l'amalgamation, est la valeur du métal réellement perdu. Son poids s'élève à 76t,50, pour le travail de l'année entière, soit à 2kg,356 de mercure pour chaque tonne de minerais traitée.

La confection des tourtes, les transports divers, la manutention des mules et des écuries, la prise des essais : occupent 150 ouvriers et 24 muletiers, pour chacun desquels on peut compter 300 jours d'activité dans l'année. Il faut 4 essayeurs (*tentadureros*) pour diriger les opérations et pour faire les essais. Les *repasos* multipliés exigent 120 mules.

Les dépenses principales de l'amalgamation des 32 468 tonnes de minerais sont donc les suivantes :

			PAR TONNE DE MINERAI	
Main-d'œuvre :	Ouvriers et conducteurs. 52 200 j. à 3 fr.	156.600 fr.	1j,607	4fr.821
	4 essayeurs à 5500 fr. par an.. . . .	22.000		0,677
Mules. . :	120 pendant 300 jours à 1 fr. par jour.	36.000	1,109	1,109
Sel impur. . . . :	8850 tonnes à 50 fr.	442.500	0t,272	13,600
Magistral . . . . :	2000 tonnes.	550.640	0t,061	16,960
Mercure perdu. . :	76t,50 à 12fr95 le kilogr. . . .	990.675	2kg356	30,510
Frais divers..		20.000		0.649
		2.218.415 fr.		68fr,326

628. Argent perdu.

Le production de l'année entière est de 599t,776 d'amalgame liquide, contenant 51 060 kg. d'argent et 548t,716 de mercure ; les pertes sont de 17 123 kilogr. d'argent et de 76t,50 de mercure. Par tonne de minerais :

Argent perdu : 0kg,53, soit 25,23 pour 100 ;

Mercure perdu : 2kg,356. (Ce dernier a été compté dans l'article précédent ; l'argent perdu sera compté plus loin).

629. F. *Traitement des Résidus.*

Les dépenses principales du lavage des boues sont :

			PAR TONNE DE MINERAI:	
Main-d'œuvre :	Ouvriers et conducteurs : 6.660 jours à 3 fr.	19.980 fr.	0j.205	0fr,615
	Surveillants . . . . . : 296 jours à 5 fr.	1.480	0,009	0,005
Mules. . :	16, pendant 48 jours à 1 franc	2.368	0,073	0,073
Frais divers		2.000		0,102
Frais spéciaux du lavage des boues.		25.828 fr.		0fr,795

630. L'argent perdu se trouve entraîné par l'eau, dans les boues, pendant le lavage qui suit l'amalgamation.

De nombreuses tentatives ont été faites pour diminuer la perte de métal précieux, en soumettant les boues à une véritable préparation mécanique, après la séparation de l'amalgame liquide. On est parvenu seulement à concentrer la majeure partie de l'argent dans des schlichs, contenant de 1^{kg},450 à 1^{kg},500 gr. d'argent pour 1000 kilogr. de schlichs. Mais ils ne sont pas assez riches pour être fondus avec des matières plombeuses ; d'un autre côté, ils ne peuvent être traités utilement par amalgamation, parce que l'argent contenu est presque en totalité engagé dans des combinaisons sulfureuses complexes, qui résistent à l'action du magistral, du sel et du mercure (minerais γ). Pour arriver à des schlichs suffisamment riches pour la fonte, il faudrait se résigner à perdre plus des quatre-cinquièmes de l'argent dans les lavages et alors encore la valeur du métal obtenu couvrirait à peine les frais de la préparation mécanique et les dépenses du traitement. Ces masses de minerais sont rejetées aux haldes, en attendant un traitement métallurgique plus économique.

631. G. *Distillation.*

Dans l'année entière, on fait 333 distillations, qui produisent 51.063 kilogr. d'argent brut ; on recueille dans les réservoirs les 255^t,30 de mercure que contenait l'amalgame.

La compression et la distillation occupent, pendant presque toute l'année, 1 surveillant et 3 ouvriers ; elles coûtent :

			PAR TONNE DE MINERAI:	
Main-d'œuvre . . . . . :	1.000 journées à 4 fr. . .	4.000 fr.	0j,074	0fr,021
Surveillance. . . . . . :	330 — à 46 fr. . .	1.650		
Charbon . . . . :	167 tonnes à 100 fr. . .	16.700	0t,0051	0,510
Entretien du matériel, frais divers.		3.000		0,097
Frais spéciaux.		25.350 fr.		0fr,781

632. H. *Raffinage de l'argent.*

Dans l'année entière, on obtient 51.060 kilogr. d'argent en lingots. Les opérations sont conduites par un surveillant, assisté d'un seul ouvrier.

Les dépenses spéciales de la fusion en lingots sont :

			PAR TONNE DE MINERAI:	
Main-d'œuvre. . . . . :	152 jours à 4 et 5 fr. . .	684 fr.	0j,005	0fr,022
Bois. . . . . :	23 tonnes à 15 fr. . . .	345	0t,0007	0,011
Coupelles, frais divers . . . . :		2.000		0,060
Frais spéciaux du Raffinage . . . . :		3.029 fr.		0fr,093

633. **Résumé.**

A. PRODUITS.

Le traitement de 32.468 tonnes de minerais d'argent, à la teneur moyenne de 2.100 gr. par tonne, contenant par conséquent 68.166 kilogr. d'argent, fournit seulement 51.060 kilogr. d'argent fondu en lingots : soit 1^{kg},57 par tonne de minerai.

La valeur produite est, à 200 fr. le kilogr., de 10.212.000 fr. et par tonne de minerai : 391^{fr},40.

La perte est de 17.123 kilogr. d'argent, dont la valeur s'élève à 3.424.600 fr. et, par tonne de minerai : à 106 francs : c'est la perte normale ci-dessus indiquée de 25,25 pour 100, le 1/4 du contenu.

B. FRAIS.

La *Hacienda del Fresnillo* soumet à l'amalgamation 32.468 tonnes de minerais, en consommant 2.000 tonnes de pyrites de cuivre pour magistral ; 8.850 tonnes de sel impur, 160 tonnes de mercure ; du bois, etc. Elle occupe pour les opérations diverses : 288 enfants, 349 ouvriers ou muletiers, 16 surveillants, 4 essayeurs et 1.392 mules en bon état de service.

On peut résumer comme suit les dépenses :

Main-d'œuvre et surveillance. . . . . . :	196.958 jours.	403.274 fr.	12^{fr},385
Essayeurs. :		22.000 —	0,677
Mules. . . . . :	400.848 jours.	400.848 —	12,351
Bois. . . . . :	1.023 tonnes.	20.315 —	0,631
Charbon de bois. . . . . :	167 — .	16.700 —	0,510
Minerais de cuivre. . . . . :	2.000 — .	500.000 —	15,395
Mercure perdu. . . . . :	76^{t},500. .	990.675 —	30,510
Sel impur. . . . . :	8.850 tonnes.	442.500 —	13,600
Frais divers . . . . :		60.460 —	1,958
a) Frais spéciaux du traitement. . . . . :		2.856.802 fr.	87^{fr},997

A cette somme il faut ajouter :

Dépenses à la mine ; transport des minerais à l'usine. . . . :	4.318.244 fr.	133^{fr},000
Frais divers de direction et bureau ; administration, etc. . :	1.099.780 —	33,875
b) Frais généraux du traitement	5.418.024 fr.	166,875
Total des *Frais* (*a*) et (*b*).	8.274.826 fr.	254^{fr},870

			ET PAR TONNE DE MINERAI :
La Balance donne :	PRODUITS.	10.212.000 fr.	391^{fr},400
	FRAIS.	8.274.826 —	254,870
	BÉNÉFICE.	1.937.174 fr.	136^{fr},530

634. De notables améliorations ont été faites au travail de l'Hacienda de Fresnillo, sous les directions successives d'ingénieurs distingués, M. Newall entre autres.

Les nombres cités précédemment permettent de calculer la limite inférieure de richesse de minerais à laquelle il ne serait plus possible de faire des bénéfices, en appliquant l'amalgamation à froid, dans les conditions des mines et de l'usine du Fresnillo. Pour faire ce calcul, il est essentiel de tenir compte des consommations variables de sel et de magistral, ainsi que de la perte de mercure, qui toutes diminuent, quand on traite des minerais plus

pauvres. En tenant compte de ces diminutions dont, pour abréger, nous ne donnerons pas le détail, on peut évaluer les dépenses nécessitées par l'extraction et par le traitement des minerais, rendant environ 1kg,050 d'argent par tonne, ainsi qu'il suit :

Extraction et transport à l'usine . . . . . . :	133 fr.	
Traitement par amalgamation. . . . . . . :	64	
Frais généraux . . . . :	33	
Dépense totale	230 fr.	par tonne.

Ces dépenses, au prix de 220 fr. le kilogr. d'argent[1], sont couvertes par un rendement de 1kg,050 d'argent, c'est-à-dire que les minerais doivent avoir une teneur réelle de 1kg,400 d'argent par tonne[2]. C'est là la limite inférieure au-dessous de laquelle il devient impossible de traiter les minerais d'argent dans les conditions de l'usine du Fresnillo. Pour des minerais plus riches, l'amalgamation donne des bénéfices, mais leur accroissement ne suit pas exactement l'augmentation du rendement en argent : les frais de traitement deviennent plus forts, à mesure que les minerais sont plus riches.

635. Les chiffres du traitement donnés par d'autres auteurs, pour les méthodes au *Patio* du Mexique, sont résumés dans le tableau suivant, qui permettra au lecteur de faire des comparaisons de prix de revient et de fixer son opinion.

1. Le prix de 220 fr. est aujourd'hui trop élevé ; il n'est plus que de 170 à 175 fr. par kilogr. de métal à 1000 millièmes de fin. Le lecteur trouvera dans les **Notes finales** un aperçu des valeurs du kilogramme d'argent passées et actuelles, qui lui permettront de rectifier au taux actuel les évaluations faites ci-dessus.

2. Les 0,25 d'argent perdu de 1kg,400 (teneur originaire) = 0kg,350 ; d'où 1kg,050 + 0kg,350 = 1kg,400.

	Hacienda de *La Sauceda* (Zacatecas). Calcul de M. Lyon.			Hacienda de Zacatecas. Calcul de M. Laur.		Hacienda de Guanaxato. Calcul de M. Laur.		Observations.
			fr. par t.		fr. par t.		fr. par t.	
A. *Détails spéciaux ; Minerais.*	$ par *monton* de 2000 liv. ou 1000 kg = 1 tonne. Teneur : 6 *marcos* par *monton*, soit 1kg,500 par tonne.		»	Minerais de la *Veta Grande*. Ces minerais, vers 250 à 300 mètres de profondeur, se sont appauvris et à 336 mètres, le puits principal a *donné en stérile*. Teneur : 1kg,230 par tonne.	»	Minerai de la *Veta Madre*, sans barytine ni chlorure d'argent. Aurifère (5 % du poids de l'argent). Teneur : 1kg,250 par tonne (actuellement 1kg seulement).	»	»
B. *Bocardage*. 1 1/2 réal par charge de 300 liv. (*a*)	1 $	2 Rvn.	7,12	1$03	5,60	1$28	6,95	(*a*) 8 Réales = 1 $ (*dollar ; peso fuerte ; douro*) = 5f,43.
C. *Porphyrisation*	1	5	8,80	2,56	13,90	5,58	30,30	»
D. *Transport, sel, magistral, salaires*	»	»	»	0,63	3,42	0,63	3,42	»
Sel : 2 1/2 fan. (*b*)	2	1 1/2	11,84	2,07	11,24	2,45	13,30	(*b*) La fanègue, par abréviation *fan*, à 7 rvn.
Magistral : 3 arrobes (*c*)	1	»	5,43	0,46	2,50	1,69	9,17	(*c*) 1 arrobe = 12kg,50, à $ 4 par charge (300 liv.).
Sulfate de cuivre } Cuivre de cément }	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	0,06	0,33	»
Chaux	»	»	»	0,01	0,05	»	»	»
Divers	»	»	»	0,06	0,33	0,05	0,28	»
E. *Almagation proprement dite.* *Repasos* (*d*)	1	2	7,12	0,28	1,52	0,57	3,10	(*d*) Le *repaso* à 1 réal.
F. *Traitement des résidus*	»	3	2,04	0,51 } 0,53	2,90	0,72 } 0,84	4,55	»
Préparation mécanique de certains résidus (*g*)	»	»	»	0,02 }		0,12 }		(*g*) *Marmajas* (Voir ce mot au *Glossaire*).
G. *Filtration* de l'amalgame	»	»	»	»	»	»	»	»
Distillation de l'amalgame	»	2	1,35	0,18	0,95	0,14	0,75	»
H. *Raffinage*	»	»	»	»	»	»	»	»
L. *Retours d'opérations*	»	»	»	»	»	»	»	»
M. *Perte de mercure*. 4 liv 1/2 = 2kg,25 (*e*)	3	3	18,30	2,25	12,21	2,08	11,30	(*e*) A 6 r. la livre de mercure.
N. *Divers et frais généraux*. Salaires (*f*)	1	»	5,45	1,71	9,28	0,99	5,40	(*f*) Divers salaires pour toute l'opération.
Totaux	12 $	2 1/2	67fr,45	11$77	63fr,90	16$36	88fr,85	

636. Nous terminerons ce que nous avons encore à dire sur le traitement au *Patio* par quelques remarques finales et complétives.

Le prix de revient par tonne de minerai, indépendamment de sa valeur et des frais généraux, comme coût d'amalgamation seulement, est, d'après les résultats ci-dessus :

a. Pour le Cerro de Pasco :	$85^{fr},50$	ce qui, en prenant l'argent à 200 francs le kilogramme de valeur, représente respectivement une dépense de :	$416^{gr},50$
b. Pour la Hacienda del Fresnillo :	88,00		440,00
c. Pour celle de la Sauceda :	67,45		337,25
d. Pour celle de Zacatecas :	63,90		319,50
e. Pour celle de Guanaxato :	88,85		444,25

En moyenne, à $0^{fr},20$ le gramme : 390 grammes d'argent ou 70 francs par tonne de minerai traité.

a. Pour le Cerro de Passo, nous avons donné tous détails et nous n'insisterons pas.

637. *b.* Pour la Hacienda de Fresnillo, nous ajouterons les particularités suivantes :

Les lavages des boues (*jales*) tiennent 3 kilogrammes d'argent à la tonne, et, d'après Saint-Clair-Duport, de 7 kilogrammes à 12 kilogrammes (ce qui paraît exagéré à M. J. Newall) ; les *marmajas :* 10 kilogrammes à la tonne ; les *polvillos :* 20 à 30 kilogrammes d'argent à la tonne : ces derniers sont passés à la fonte. — Les sacs à filtrer (*mangas*) tiennent de 1 tonne à $1^{t},5$ d'amalgame d'argent.

La perte en mercure a été successivement de : $1^{kg},687$, en 1840 ; $1^{kg},475$, en 1841 et $1^{kg},622$, en 1842 : la diminution est due à la suppression des minerais de la classe γ dans les tourtes. — La différence entre les rendements effectifs d'argent et les teneurs obtenues aux essais a été : en 1839, de 28 pour 100 ; en 1841, de 25 pour 100 ; en 1842, de 22 pour 100. — D'après M. Petherick, de 1841 à 1842, les frais de traitement, pour des minerais variant en teneur de $219^{fr},80$ à $280^{fr},75$ d'argent par tonne, ont été de $92^{fr},60$ à $112^{fr},80$ par tonne ; le bénéfice était donc respectivement de $127^{fr},20$ à $167^{fr},95$ par tonne. Saint-Clair-Duport indique de son temps, pour les frais, le prix de : $70^{fr},60$ par tonne.

638. *c.* Pour la Hacienda de la Sauceda, nous ajouterons les données suivantes :

Le magistral employé a la composition indiquée (220). — Les *lavaderos* sont en maçonnerie, garnis de bois et affleurant au-dessus du sol de l'usine de $0^{m},60$. — Les frais de traitement, d'après M. le capitaine Lyon, croissent, en dépense de mercure, proportionnellement à la teneur du minerai et à raison d'un kilogramme par chaque kilogramme d'argent en sus de la teneur normale. Ainsi : des minerais à 26 *marcos* par *monton*, c'est-à-dire à $6^{kg},500$ par tonne, coûtent, en sus de la dépense indiquée, 5 kilogrammes de mercure, soit $40^{fr},75$. — D'après M. Ward, le prix de revient moyen était de 360 grammes d'argent par tonne pour le minerai à $1^{kg},500$ de teneur en argent ; à $0^{fr},20$ le gramme d'argent, cela correspond à 72 francs par tonne.

639. *d.* Pour la Hacienda de Zacatecas, nous donnerons les renseignements spéciaux suivants, dus pour la plupart à M. Newall et à M. J. H. Clément. — Le magistral avec des minerais de Tepezala est le seul employé. — On se sert des réverbères du magistral, pour griller quelquefois les minerais *pyriteux*, d'après Sonneschmidt ; et, d'après M. Newall, on les chlorure avec 1 1/4 pour 100 de sel, provenant des mines de Peñon Blanco (226).

La quantité de magistral dépensée est plus grande en général à Zacatecas qu'autre part. Le transport de la tourte aux laveries se fait dans des brouettes, qu'on garnit, à chaque voyage, de fumier, pour contenir la matière trop fluide. — Le lavage fait, on recueille dans les lavoirs les résidus qui se trouvent immédiatement au-dessus de l'amalgame, et qui consistent en sulfures et particules mercurielles ; on les réserve pour la prochaine tourte. — La

cloche (*capellina*), pour la distillation de l'amalgame, est en cuivre allié de 2 pour 100 d'étain : on traite 312^{kg},50 d'amalgame par 24 heures, avec une dépense de 1^{t},125 de charbon de bois. — La perte en argent, dans l'opération de la distillation à la *capellina*, est en général de 1,07 pour 100, d'après M. Laur. La perte totale de mercure, d'après M. Clément, est de 1^{kg},50 pour 1 kilogramme d'argent extrait. L'argent extrait d'une tourte pesant 60 tonnes est d'ailleurs de 120 kilogrammes pour une teneur totale de 170 kilogrammes. La perte d'argent est donc de 50 kilogrammes : cette perte diminue avec les tourtes contenant beaucoup d'argent natif (minerais de San Clemente et San Nicolas) ; elle n'est plus alors que de 15 pour 100, au lieu de 35 à 40 pour 100.

640. *e.* Sur la Hacienda de Guanaxato, nous ajouterons les données suivantes, dues surtout à MM. Laur, Newall et Clément. — Les minerais sont porphyrisés plus finement que dans les haciendas voisines, à cause de leur teneur en or. Cet or est extrait dans les *arrastres* (407); d'après Richter, on n'extrait que 30 à 70 pour 100 de l'or contenu dans les minerais ; M. Newall croit qu'il flotte à la surface de l'eau sortant des *arrastres*, et qu'il est perdu en grande partie par cette voie. — Les essais des minerais, à cause de leur teneur en or, se font presque exclusivement au creuset par voie sèche. — Le magistral est fabriqué dans l'usine ; on se sert maintenant de préférence du sulfate de cuivre ; on en donne 6^{kg},25 moyennement, par tonne de minerai traitée; ce *quantum*, d'après M. Newall, n'est jamais dépassé. — La dépense en mercure, en dehors de la dose dernière (*baño*), est réglée, d'après M. Newall, à 6 kilogrammes, pour 1 kilogramme d'argent contenu dans la tourte.

Les tourtes contiennent depuis 25 jusqu'à 130 tonnes. — M. Laur indique la proportion moyenne de 33 pour 100 d'eau dans la masse piétiuée. — La quantité de sel, d'après Richter, est réglée comme suit :

Pour des minerais à	0^{kg},900 d'argent par tonne	(6 *marcos* par *monton*) :	3,10 0/0 de sel.
—	1,090 —	— (7 — id. —) :	3,50 —
—	1,250 —	— (8 — id.) :	3,90 —

D'après M. Laur, la dose varie de 3,25 0/0 à 4,30 0/0, suivant la proportion des minerais de la classe γ (sulfures). — La durée de l'amalgamation, pour les grandes tourtes, va souvent à 40 jours. — Le rendement en argent dans la tourte est rapide, dans les premiers jours du traitement et se ralentit ensuite; c'est pour l'obtenir complet qu'on dépense tant de temps.

Voici la progression de l'argent amalgamé, d'après des expériences citées par le Dr J. Percy, dans sa Métallurgie de l'Argent :

Après 12 jours,	il y a 92,79 0/0	de l'argent contenu dans le minerai	à l'état d'amalgame.
— 24	— 97,55	—	—
— 26	— 98,84	—	—
— 27	— 99,70	—	—
— 33	— 100,00	—	—

Les boues, après l'amalgamation, sont fortement arrosées d'eau, pour les rendre très liquides dans le *repaso* terminal, avant leur admission dans les *lavaderos*. — Les résidus (*relaves*) sont traités, à cause de leur riche teneur en argent et surtout en or, dans les *arrastres;* mais les rendements sont faibles, eu égard à leur teneur considérable. — Dans l'usine de Guanavesi, près Durango, on leur a appliqué avec bénéfice le procédé de Patera, dont il sera question dans la Quatrième Partie. — La distillation de l'amalgame se fait dans des cloches très grandes : on a distillé jusqu'à 1000 kilogrammes d'amalgame comprimé, en 12 heures; généralement la charge de la *capellina* ou *caperuza* fournit de 50 à 60 lingots, pesant 125 à 130 kilogrammes d'argent, à 998 millièmes de fin.

641. Voici, d'après M. Laur, le *tarif* de la *Maquilá* généralement en usage au Mexique (Voir Glossaire, 322), — à Zacatecas par exemple, — lorsque, outre la mouture, on traite, pour l'amalgamation à forfait, des minerais envoyés à la Hacienda, pour le compte des propriétaires des mines :

1° Pour des minerais rendant de 0 à 10 marcs d'argent à l'essai par voie sèche, on déduit : 4 marcs pour frais de traitement.

—	—	10 à 15	4,5	—	—
—	—	15 et au-dessus	5	—	—

2° L'or contenu est payé à part, sous déduction de 60 0/0 de la teneur.

3° On multiplie par $\frac{6}{8}$ les marcs restants, après cette déduction de la *maquila*, pour des teneurs variant de 0 à 30 marcs; et on multiplie par $\frac{5,75}{8}$ les marcs restants, pour des teneurs passant de 30 marcs : le résultat est la valeur à payer à l'usine en dollars ou piastres, par *monton*.

4° Les propriétaires de minerais doivent payer en outre aux usiniers :

a) La perte en mercure; *b*) le sel dépensé en sus de 2 1/2 0/0; *c*) les *repasos* qui dépasseraient le nombre de 14 ; *d*) le cuivre métallique ou de cément qui serait nécessaire pour la réussite complète de l'opération.

5° Les propriétaires des minerais ont le droit de reprendre les résidus, sous certaines réserves.

D'après ces chiffres, la limite du traitement au *Patio*, pour les minerais d'argent, sans or, serait celle de 4 marcs, ou 1^{kg} par *monton*, c'est-à-dire de 652 grammes par tonne; — les frais d'exploitation des mines et de transport à l'usine non compris. Ce chiffre est de 1/5 plus bas que celui du Fresnillo (636).

642. M. Saint-Clair-Duport estimait la teneur moyenne des minerais traités, dans les principales Haciendas du Mexique, c'est-à-dire il y a vingt ans, comme suit :

Fresnillo et Tasco :	1^{kg},500 par tonne.
Guanaxato :	1 , 900 —
Zacatecas (Veta grande) :	2 , 000 —
Guadalupe y Calvo :	2 , 500 —
Zacatecas (San Clemente) :	4 , 600 —

Ce serait une moyenne de 2 kilogrammes, indiquée également par D. Fausto de Elhuyar, chef du corps des mines en Espagne, et restaurateur de l'industrie minière de ce pays, à l'époque du voyage de Humboldt. Cette moyenne a notablement baissé depuis quelques années, ainsi qu'il résulte des données précédentes.

643. Si l'on tient compte des droits énormes, taxes, etc., que prélève le gouvernement mexicain sur l'argent, savoir : frais de monnayage, même lorsqu'il est à l'état de lingots; frais des certificats de circulation; des déclarations officielles; sur les quantités produites par les usiniers, etc.; — droits que M. Laur estime à 13,10 0/0 de la valeur ; — si l'on tient compte également des frais de transport, commission, etc., pour l'envoi sur les marchés européens des lingots de ces usines; — frais que M. Laur estime à un minimum de 10,125 0/0 ; — on arrive à un total de 23,225 0/0, c'est-à-dire à près du 1/4 de la valeur intrinsèque du métal. Dans ces conditions, il est clair que, par la méthode du *Patio*, l'industrie de l'argent est loin d'être prospère et d'être favorisée par les agissements administratifs et fiscaux du gouvernement. Les exigences du fisc et les relâchements des bonnes règles d'exploitation dans les mines, sont considérés par M. Laur, à juste titre, comme les obstacles les plus positifs et les plus réels au développement de l'industrie de l'argent, si capitale et

si importante au Mexique. Ces mêmes réflexions et ces légitimes doléances sont reproduites par M. le Dr J. Percy, dans son Traité de Métallurgie de l'Argent : nous ne pouvons que nous y associer et désirer que la voie sèche, ou une voie humide plus économique, apporte des modifications pratiques au traitement métallurgique actuel.

§ V. PROCÉDÉS DES ARRASTRES, AU MEXIQUE.

644. Le procédé d'amalgamation directe aux *arrastres* est appliqué à Batopilas, dans le sud de la province de Chihuahua, à des minerais contenant l'argent presque exclusivement à l'état natif. Les renseignements suivants sont empruntés à un rapport de M. H. Cornwall, ingénieur de Columbia College, New-York, et publié dans la Métallurgie de l'Argent du docteur J. Percy.

645. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Les minerais de Batopilas se présentent dans le diorite; la gangue principale est la chaux carbonatée blanche et cristalline; les trois catégories de minerais sont classées sous le rapport de leur valeur en dollars : 1re classe, de 2500 $, soit (13.750 francs la tonne) et audessus; 2e classe, de 1000 $ à 2500 $, soit 5.430 francs à 13.750 francs la tonne; 3e classe, de 1000 $ et au-dessous; sont de 5.430 francs et au-dessous la tonne[1].

646. B. **Bocardage.** — La batterie est composée de 3 pilons, pesant 150 kilogrammes chaque et tombant de $0^m,22$ de hauteur; elle fournit 8 tonnes de minerai broyé par 24 heures : le minerai, abondamment mouillé d'eau, traverse des écrans ou **screens** portant des trous de $0^m,015$ de diamètre, qui arrêtent au passage les *pasillas* ou **nails**, morceaux d'argent natif un peu gros : ceux-ci sont envoyés directement à la distillation, sans passer par l'amalgamation.

647. C. **Porphyrisation.** — Les menus sont amenés dans des *arrastres*, montés sur roue horizontale à cuillers (*Cucharas*. Voir au Glossaire ce mot et le mot *Ingenio*). Les *arrastres* ont $2^m,70$ de diamètre; les *voladoras*, au nombre de deux, pèsent de 300 à 400 kilogrammes. C'est dans l'*arrastre* même que se fait l'amalgamation de l'argent.

648. D. **Transport, Sel, Magistral.** — Ni sel, ni magistral ne sont employés : la masse porphyrisée ne reçoit que du mercure.

649. E. **Amalgamation proprement dite.** — Dans l'*arrastre*, alimenté d'eau, de façon à obtenir une bouillie claire, on charge une tonne de minerai de 3e classe,

1. A 200 francs le kilogr. d'argent, les teneurs respectives sont :

1re classe : limite inférieure.	68kg,750	»
2e — —	27,150	»
3e — limite supérieure.	27,150	»

Ces teneurs sont, comme on le voit, d'une extraordinaire richesse.

bocardé et qu'on porphyrise pendant 8 heures. On incorpore alors 12kg,50 de mercure. Généralement après 3 jours de porphyrisation, quelquefois auparavant, sur l'avis du mercurier, on charge du minerai riche, avec des additions (*llapas*) de mercure, si cela est nécessaire. Des essais fréquents le renseignent sur les quantités de ce réactif à incorporer.

650. F. **Lavage des boues.** — L'opération terminée, on procède au lavage, avec abondance d'eau, pour séparer les gangues stériles de l'amalgame ; celles-ci tiennent moyennement au-dessus de 3 ♯ par tonne. Quand elles dépassent ce titre, on les envoie au *Patio :* elles contiennent des pyrites, des blendes, des galènes, des arséniures, qui sont fort rebelles à l'amalgamation. Du sulfure d'argent visible recouvre souvent l'amalgame obtenu et est alors mis de côté pour être traité à part. Le lavage se fait à la *batea*.

651. G. **Filtration de l'amalgame.** — Le lavage de l'amalgame s'achève avec addition de 10 pour 100 de mercure, pour le concentrer en une masse qui est assez difficile à filtrer; le battage des sacs de coutil avec des canucs est insuffisant, à cause de la présence des *pasillas* ou **nails** quelquefois très gros : aussi préfère-t-on opérer sur de petites boules, ayant de $0^m,05$ à $0^m,06$ de diamètre.

652. **Distillation de l'amalgame.** — Rien de particulier : l'opération, tout à fait primitive, se fait dans des cornues de terre.

653. K. **Mise en lingots de l'argent ou Raffinage.** — On opère dans un réverbère construit en *adobes* et on marche au bois. La charge est de 300 kilogrammes; l'argent raffiné, au titre de 988 millièmes de fin, au bout de 4 heures, est coulé en lingots de 35 kilogrammes. La perte en argent est estimée à 7 pour 100 du poids brut. Le raffinage est aidé par l'emploi de la litharge, du carbonate de soude et du borax, destinés à enlever le soufre, le fer et l'arsenic.

654. L. **Retours d'opérations.** — Ainsi qu'il a été dit, certaines boues vont au traitement du *Patio*. Les scories du raffinage et quelques autres produits secondaires, galénifères, sont fondus au four à manche. Le plomb obtenu sert dans l'opération du raffinage de l'argent.

655. M. **Perte de mercure.** — On calcule dans ce procédé spécial une perte de 90 à 100 grammes de mercure par kilogramme d'argent produit.

656. On peut rapprocher de cette méthode le procédé spécial appliqué à Real del Monte pour les minerais aurifères (407); c'est le même principe qui préside aux deux traitements : la principale richesse des matières traitées se recueille dans la porphyrisation. — En réalité, ces deux variantes du *Patio* sont des variantes du système de la *Tinette norvégienne*, que nous allons étudier dans la Section suivante.

§ VI. PROCÉDÉS DU TINTIN, DU TRAPICHE ET DU MARRAY, AU PÉROU.

657. Ces procédés, déjà mentionnés dans l'écrit d'Alonso Barba, dès l'année 1640, persistent encore dans de rares usines ou haciendas, où le minerai d'argent est surtout de l'argent natif, et quelquefois de l'or. Les résidus appauvris sont renvoyés à l'amalgamation du *Patio*.

658. A. **Tintin** (Voir article 500). — Une pierre dure et creuse, servant de mortier, de $0^m,20$ à $0^m,25$ de diamètre, reçoit la charge de minerai, qui est broyé sous un courant continu d'eau, avec du mercure, à l'aide d'un pilon en fer. Les schlicks sont reçus dans un bassin de dépôt, d'où on les tire, pour les soumettre à l'opération du *Patio*.

L'amalgame auro-argentifère est distillé à part.

659. B. **Marray et Trapiche.** — Ces appareils sont employés au Pérou, lorsqu'on n'a pas de chute d'eau pouvant mouvoir des *ingenios*. Nous avons donné leur description (470) et (505). Le procédé d'amalgamation est identique à celui du *Tintin:* il se fait sous l'eau et les schlicks sont traités au *Patio*.

Les modifications consistent surtout dans l'utilisation anticipée de la porphyrisation comme moyen d'amalgamation, afin de gagner du temps.

SECTION II.

DESCRIPTION DU TRAITEMENT DE LA TINA OU TINETTE NORWÉGIENNE.

§ VII. PROCÉDÉ DE KONGSBERG.

660. Nous avons décrit l'appareil moderne de la *tina* (499), tel qu'il existe aujourd'hui au Chili et à Thunder-Bay; il s'appliquait jadis, à Kongsberg, à des minerais contenant exclusivement de l'argent et un peu de mercure natifs : l'appareil était alors tout à fait rudimentaire. Schlüter donne la description du procédé suivi, dans son Traité de 1738, cité par le Dr J. Percy. Il a dû être abandonné à cause : 1° du grand prix de la main-d'œuvre (car l'agitateur marchait presque toujours à bras; ce n'est que plus tard qu'on a appliqué une force motrice hydraulique); 2° des pertes considérables de mercure, s'élevant à près de 50 pour 100 du réactif employé et 3° des pertes d'argent, s'élevant à $1^{kg},800$ par tonne de minerai traité.

661. Dans l'appareil mû par une chute d'eau, les cuves ou tinettes d'amalgamation étaient disposées circulairement, au nombre de 18, avec des agitateurs mis en mouvement par une seule roue centrale, commandant des pignons ou lanternes placés en tête des axes de ces agitateurs. Ceux-ci consistaient en une simple croix de bois, dont les bras rasaient les parois intérieures des cuves, également en bois et terminées par un fond plat en fer. La charge était de 50 kilogrammes environ de minerai bocardé ou broyé ; la quantité de mercure introduite de 20 kilogrammes. L'amalgame d'argent aurifère lavé, puis filtré dans une peau, était distillé dans des cornues de terre, qu'on brisait, une fois l'opération terminée; l'argent était refondu et raffiné, dans des capsules de fer garnies d'os (41).

Ce procédé a été transporté au Chili, sous le nom de *Sistema de Cooper*, que nous allons examiner.

§ VIII. PROCÉDÉ OU SYSTÈME COOPER, AU CHILI.

662. Ce procédé n'est autre que celui de la tinette norvégienne.

Les dessins et descriptions données (499) se rapportent à ce procédé.

Nous allons brièvement indiquer le travail usité dans toute la vallée du fleuve Copiapo, d'après les renseignements donnés par M. Davis Forbes et reproduits dans le Traité de Métallurgie de l'Argent, par le Dr J. Percy.

663. **Détails spéciaux. Minerais.** — Durant les années 1851, 1852 et moitié de 1853, les quantités de minerais traitées par ce procédé ont été les suivantes :

HACIENDAS	TONNES de minerais traités	ARGENT FIN produit kilog.	
Cerillos	3478,70	40.400	La production officielle de l'année 1853 du district du Copiapo est estimée par le gouvernement à 82.049 kg et la quantité de minerais (*frios*, non amalgamables), exportés en Europe, à 58.480 tonnes.
Ossa.	1386,30	33.817	
Transito.	1679,70	24.577	
Punta del Cobre . . .	248,40	693	
Pavellon.	797,80	15.908	
Totaux.	7590,90	116.395	

Les gisements de minerais sont connexes des éruptions dioritiques, et se présentent dans un calcaire oolithique, gangue assez peu propice à la réussite de l'amalgamation en tonneaux.

L'argent se présente à l'état : natif, d'arquérite, de chlorobromure et de chlorure ; quelquefois on le trouve à l'état de sulfure, bromure et iodure. La mine Colorado à Charnacillo, jadis fort riche en minerais, a atteint une profondeur de 550 mètres, à laquelle les minerais *calidos* susnommés ont disparu et sont remplacés par les

frios de la classe γ, primitivement exportés en Europe et aujourd'hui traités par le procédé Krönke, dont il sera question au § X.

664. B. **Bocardage.** — La trituration se fait dans les *trapiches* (505), sur du minerai cassé à la grosseur d'une petite noix.

665. C. **Porphyrisation.** — La porphyrisation se termine dans le même appareil.

666. D. **Transport, Sel, Magistral.** — On n'en fait point usage.

667. E. **Amalgamation proprement dite.** — Elle se fait dans la *tina* décrite (499). On charge d'abord de l'eau, puis 200 à 300 kilogrammes de minerai d'argent, après avoir mis la *tina* en rotation, avec une vitesse de 16 tours par minute.

Pour des minerais pauvres, on ajoute 75 kilogrammes de mercure : on augmente cette proportion, suivant la richesse en argent de la matière traitée. Des essais fréquents à la *chua* sont pratiqués. Toutes les opérations et réactions chimiques ont d'ailleurs été décrites aux articles (559) et suivants.

Les scklicks sont reçus dans des citernes, où on recueille des *relaves* et des *llamas* (Voyez ces mots).

668. F. **Lavage des bones.** — Le traitement des minerais se faisant généralement à forfait, les *relaves* appartiennent aux propriétaires des minerais; les *llamas* à la hacienda. Les *relaves*, à mesure que les gîtes atteignent de plus grandes profondeurs, contiennent des quantités croissantes de minerais γ, c'est-à-dire de sulfures, arséniures et antimoniures riches en argent. Ils sont traités soit par le procédé Krönke, soit fondus avec des minerais de cuivre pour mattes argentifères, exportées en Europe.

669. G. **Filtration de l'amalgame.** — Elle est faite dans des sacs de coutil, comme à l'ordinaire. La *pella* est moulée dans des moules formés de deux pièces en tôle, coniques, maintenues par un anneau en fer et des agrafes ; au centre on place une tige de fer, autour de laquelle on comprime l'amalgame fortement, avec des maillets en bois. Cette tige, lorsqu'elle est retirée, laisse un axe creux dans le cône d'amalgame ou *pella* obtenu, ce qui permet, au mercure placé au centre de la masse, de s'échapper, lors de la distillation. On se sert aussi de moules hexagonaux en bois, maintenus par des cercles de fer de même forme. L'argent tient généralement 5 de mercure pour 1 d'argent. Des *pasillas* ou morceaux d'argent natif se présentent abondamment, font souvent alors descendre cette proportion à 3 et même moins de mercure, pour 1 d'argent.

670. H. **Distillation de l'amalgame.** — C'est généralement la *caperuza* qui est employée comme appareil; le résultat est la *plata piña* à 800 et moyennemant à 820, rarement à 999 de fin : ce dernier cas s'est présenté toutefois pour les minerais très riches de Manta de Peralta, près de Charnacillo. Cette grande pureté de l'argent sortant de la distillation est due surtout aux *metalos calidos*, et

tend à disparaître avec la profondeur des gisements, qui produisent actuellement surtout des *frios*, en quantité chaque jour croissante.

671. K. **Mise en lingots de l'argent ou Raffinage.** — Les banquiers de Copiapo, acheteurs de la *plata piña*, la refondent dans des fours à réverbère, pour chasser la totalité du mercure : la diminution de poids de l'argent brut ne laisse pas que d'être quelquefois considérable. On fait suivre cette opération d'une refonte, par charge de 250 kilogrammes, dans un four à réverbère plus petit, construit en *adobes* mélangés de fumier : on produit de la sorte, à chaque coulée, 3 lingots, de 75 à 80 kilogrammes, qu'on reçoit dans des lingotières en fonte. Les gaz du raffinage sont très chargés en antimoine et en arsenic, qui indiquent clairement la présence des sulfures de ces métaux dans les minerais. On estime à 1/2 pour 100 la perte en poids due à ce raffinage. Les lingots sont souvent aurifères, et, dans ce cas, le dernier coulé des trois contient la plus grande proportion d'or [1].

SECTION III.

DESCRIPTION DU TRAITEMENT AUX TONNEAUX.

§ IX. PROCÉDÉ DE HALSBRÜCKE (SAXE).

672. Nous allons tout à l'heure insister avec quelques détails sur le traitement aux tonneaux de l'usine française de Huelgoet, où la seconde manière d'amalgamer les minerais ou terres rouges d'argent (synonymes des *Colorados*) a été entièrement imitée de celle de l'usine saxonne de Halsbrücke; pour cette raison, nous ne donnerons ici que les points caractéristiques de l'usine allemande. (Quoique arrêtée depuis plusieurs années, nous écrivons au temps présent [2].)

673. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Les minerais provenant des riches gisements de l'Erzgebirge saxon, surtout des mines Himmelfarht, Himmelsfurst, Churprinz, etc., ne contiennent pas au delà de 1/2 pour 100 de cuivre et 5 à 6 pour 100 de plomb.

1. M. Domeyko a donné une description complète du procédé de la *Tina*, dans les *Annales des Mines*, 1841, 3e série, t. XX, p. 469.

Nos données sur le prix de revient du *Cooperprocess* ne sont pas assez complètes pour que nous les présentions au lecteur.

2. Nous avons fait, en 1852, un rapport très détaillé, avec 40 planches, sur cette usine, alors en plein fonctionnement, et que le lecteur peut consulter, dans les Relations de voyages des élèves de l'École nationale des Mines de Paris, à la Bibliothèque de l'École.

Les minerais soumis à l'amalgamation se divisent en deux catégories :

a) Les minerais d'argent proprement dits et parmi eux ceux contenant de l'argent natif en particules fines.

b) Les sulfures métalliques très argentifères : pyrites de fer et arsénicales; pyrites de cuivre; fahlerz; bournonites; galènes; blendes; sulfures d'antimoine; quelquefois des speiss cobaltifères; des pyrites de nikel, etc. : ces minerais constituent environ le tiers de la masse totale à traiter.

Les gangues qui constituent les deux autres tiers de la masse sont : le quartz, la chaux, l'oxyde de fer, le sulfate de baryte et le spath fluor.

La masse totale tient depuis 900 grammes jusqu'à $2^{kg},600$ d'argent à la tonne; quant aux teneurs des minerais lavés et sortant des ateliers de préparation mécanique, elles varient de 500 grammes à 8^{kg} à la tonne.

674. B. **Chloruration.** — Ces minerais broyés, tenant environ 9 pour 100 d'humidité, mélangés à 10 pour 100 de sel marin, sont chlorurés dans le four représenté fig. 97 et 98 (451), par charges de 220 à 250 kilogrammes; le combustible est la houille; la durée de l'opération 5 heures; la perte en poids de 30 pour 100; une partie de l'argent perdu est recueilli dans les chambres de condensation.

675. C. **Porphyrisation.** — Le blutage se fait dans l'appareil classificateur, représenté fig. 123 (506) et doit être très soigné; les gros sont broyés et chlorurés de nouveau.

676. D. **Amalgamation** (*Anquicken* ou *Verquicken*). — Les tonneaux de l'appareil représenté fig. 120, 121, 122 (502) sont en bois, de $0^{m},75$ de long, $0^{m},74$ de diamètre à la base, $0^{m},80$ au ventre, garnis à l'intérieur de fonds en fonte, à l'extérieur de cerceaux en tôle. La charge est de 150 kilogrammes d'eau, 500 kilogrammes de minerais, 50 kilogrammes de fer et 250 kilogrammes de mercure. Le fer, lorsque les minerais sont très cuivreux, est remplacé par des morceaux de cuivre. Les tonneaux roulent d'abord sans mercure pendant 2 heures, à raison de 10 à 12 tours par minute, pour bien mélanger les matières et achever la chloruration ; les boues prennent alors une consistance sirupeuse ; on introduit ensuite le mercure et on fait tourner 18 à 20 heures, avec une vitesse de 20 à 22 tours par minute. Des prises d'essais fréquentes de la matière des tonneaux renseignent sur l'enrichissement du mercure en argent amalgamé : les résidus, séparés du mercure par le lavage au laboratoire, sont scorifiés et coupellés, pour déterminer leur teneur en argent.

On ajoute de l'eau pour remplir les tonneaux, lorsque l'amalgamation est terminée, et on fait tourner pendant 2 heures environ, à la vitesse de 9 tours par minute.

677. E. **Lavage des boues.** — Les boues et l'amalgame sont vidangés dans leurs conduites respectives et séparées (voir fig. 120, etc.). Les premières coulent dans des appareils de lavage ou réservoirs appelés *Waschbottige,* analogues aux **settlers** et *lavaderos* représentés fig. 105 et 106 (art. 466 et suivants), et mis en mouvement par la grande roue hydraulique de l'usine.

Le résultat du lavage est un amalgame d'argent impur (*Waschbottich amalgam*)

recueilli dans les cuves. Les liqueurs sont concentrées et traitées pour sulfate de soude (sel de Glauber); quelques résidus cuprifères, quelquefois aurifères, préparés aux tables dormantes, sont envoyés à la fonte.

678. F. **Filtration de l'amalgame.** — L'amalgame d'argent est filtré dans des sacs de peau de chamois ou de coutil et tordus à la main, pour exprimer le mercure en excès; ce dernier retient encore 1^{kg},200 d'argent à la tonne, qui fait retour à une opération future. L'amalgame comprimé tient, d'après Karsten : 3,5 pour 100 de cuivre, 0,70 d'antimoine, 0,20 de zinc, 0,10 de plomb, 11 pour 100 d'argent et 84,20 pour 100 de mercure.

679. G. **Distillation de l'amalgame.** — L'appareil à cloche, jadis employé à Halsbrücke, était semblable à celui représenté fig. 74 et décrit (457) ; l'argent obtenu s'appelait *Tellersilber;* les ruptures de cloches étaient assez fréquentes. Il a été remplacé plus tard par la cornue en fonte, à section demi-cylindrique, appelée *Rohrenofen*, analogue à celle qui est représentée fig. 79 (459) et mise en usage depuis dans le district américain de Reese-River. Le combustible employé pour la cloche était d'abord, de la tourbe, puis du charbon de bois ; pour les cornues, on consommait de la houille.

680. H. **Raffinage de l'argent.** — L'argent brut obtenu, poreux et criblé d'ampoules, est raffiné dans des creuset en fer; quand il est insuffisamment concentré et très chargé d'impuretés (*Waschbottigmetall*), il passe à la coupelle.

681. I. **Perte en argent.** — La perte en argent à la chloruration, au blutage et porphyrisation, s'élevait de 2 à 4 pour 100; à l'amalgamation proprement dite, à 3 et quelquefois 4 1/2 pour 100, en tout de 5 à 8 1/2 pour 100 : c'est toutefois moins que par fusion.

682. K. **Perte en mercure.** — Cette perte se produisait spécialement dans les résidus et les liqueurs; elle s'élevait en moyenne à 500 grammes par tonne. (Voir à ce sujet ce qui a été dit (565).

683. Nous allons compléter par quelques renseignements ce qu'il nous reste à dire sur cette méthode.

Les réactions chimiques ont été étudiées aux articles (561), (562), 565) et (564).

Au point de vue des effets de la chloruration, voici dans quel état se trouvent les différentes substances qui composent le minerai et les réactifs introduits dans le four à réverbère et soumis à l'action de la chaleur.

Après chloruration :

a) Le sulfure d'argent. .	Se trouve transformé directement en *chlorure*.	Le chlore provient du chlore mis en liberté par les réactions ci-après indiquées et de celui qui est produit, après la chloruration du cuivre, par la décomposition par la chaleur du chlorure de cuivre.
a') Les sulfures métalliques argentifères. . .	Une partie peut rester intacte (très peu). Une partie se transforme par oxydation en sulfate d'argent, transformé ensuite lui-même en chlorure d'argent.	La chloruration de l'argent du sulfate provient : soit du chlore libre ; soit de l'acide chlorhydrique produit par la décomposition du chlorure de sodium par l'acide sulfurique du grillage ; soit enfin par l'action directe du chlorure de sodium, par double décomposition : $(SO^3,AgO + ClNa) = SO^3,NaO + ClAg$.
»	Ils fournissent par leur oxydation de l'acide sulfurique et des oxydes, et par réaction sur les chlorures (sel marin) du chlore et de l'acide chlorhydrique.	L'oxydation des sulfures de fer, cuivre et zinc, qui fournissent de l'acide sulfurique dans la flamme oxydante, est due à l'oxygène de l'air : $\left.\begin{matrix}SFe,\\SZn,\\SCu, etc.\end{matrix}\right\} + 12O = 3(SO^3) + \left\{\begin{matrix}FeO\\ZnO\\CuO, etc.\end{matrix}\right.$
b) Le fer du minerai devient	De l'oxyde, du sulfate de fer, de l'arséniate de fer, du chlorure de fer basique.	»
c) Le manganèse. . .	Du sulfate et du chlorure de manganèse.	»
d) Le cuivre.	De l'oxyde, un peu de chlorure et un peu de bichlore de cuivre.	»
e) Le plomb	Du sulfate et du chlorure de plomb basique.	»
f) Le zinc.	De l'oxyde de zinc.	»
g) Le nickel et le cobalt.	Des oxydes, du chlorure et de l'arséniate des deux métaux.	»
h) L'antimoine. . . .	De l'acide antimonieux et quelque peu d'antimoniate des divers métaux présents.	Une partie est également volatilisée à l'état d'hydrogène antimonié.
i) L'arsenic	De l'acide arsénieux et quelque peu d'arséniate des divers métaux présents.	Une partie est également volatilisée à l'état d'hydrogène arsénié.
j) L'argent métallique.	Reste intact ; une partie toutefois peut passer à l'état d'arséniate et d'antimoniate d'argent ; une plus grande partie, à l'état de chlorure.	L'argent métallique inaltéré se trouve d'ailleurs apte à se dissoudre immédiatement dans le mercure.

684. Les fumées de condensation de la chloruration tiennent, d'après Plattner, 2 kg. d'argent à la tonne ; elles sont traitées à nouveau, dans un travail ultérieur de chloruration, avec du sel marin ; elles retiennent l'argent presque entièrement à l'état d'antimoniate d'argent. Une des causes principales de perte d'argent serait donc due, d'après le célèbre chimiste saxon, à l'oxydation de l'argent, à la faveur de l'antimoine et de l'arsenic.

685. Au point de vue des réactions chimiques de l'amalgamation saxonne, nous mentionnerons ici les quelques faits suivants, qui sont à ajouter à ceux précédemment consignés :

1° La présence de l'or, si facilement amalgamable, est plutôt un obstacle, dans les minerais argentifères, à l'extraction simultanée des deux métaux. Ainsi un même minerai donne, fondu, de l'argent tenant 4 parties d'or; il n'en donne plus que 1,6, par amalgamation : cela tient sans doute à ce que l'or, plus caché, échappe plus aisément au mercure, qui saisit au contraire facilement l'argent métallique, surtout quand il sort, à l'état très divisé, d'une dissolution fluide chlorurée.

2° Le cuivre se partage entre l'amalgame et les résidus des boues; si la teneur de ces dernières est trop faible pour être traitée pour cuivre, ce métal est perdu ; on évite pour cette raison de soumettre à l'amalgamation les minerais atteignant une certaine teneur en cuivre.

3° Le plomb s'amalgame facilement en formant une substance collante et poisseuse, troublant par cette viscosité l'amalgamation ultérieure de l'argent ; de plus, il n'est réductible de son chlorure à l'état d'amalgame qu'en présence d'un excès de fer; le chlorure de plomb non attaqué et le sulfate de plomb formés, sont d'ailleurs tous les deux insolubles.

4° Le zinc est peu amalgamable ; il n'est volatilisé que partiellement dans la chloruration; il reste par suite dans les résidus.

5° Le bismuth rend l'amalgame d'argent très friable et difficile à se prendre en corps : l'arsenic et l'antimoine sont dans un cas tout à fait pareil ; de plus, ils enlèvent de l'argent dans leurs fumées de grillage et de chloruration et donnent lieu à une oxydation de l'argent, à l'état d'arséniate et d'antimoniate d'argent (31).

6° Le sulfate de baryte. dans les tonneaux, rend la bouillie épaisse. La chaux a une action chimique nuisible : elle réduit le rendement en argent, en paralysant l'action du fer et du mercure, auxquels elle substitue son action basique, par sa réaction sur les chlorures de la liqueur des tonneaux.

686. 7° M. Rammelsberg croit que la présence des sulfures dans le mélange des minerais qu'il faut traiter par l'amalgamation est nécessaire, dans le but de produire de l'acide sulfurique dans la chloruration : cet acide, en réagissant sur le sel marin, doit fournir le chlore pour chlorurer l'argent. Les sulfures doivent donc être ajoutés en proportions strictes et on doit à cet effet conserver soigneusement des proportions constantes de soufre, pour obtenir un travail normal d'usine. Les métaux combinés au soufre, dans les sulfures, exercent une influence sur les résultats de l'amalgamation : les pyrites de fer, par exemple, sont préférables aux pyrites cuivreuses, et surtout aux blendes et pyrites arsenicales; plutôt que d'employer ces dernières espèces de sulfures, on préfère, au besoin, se servir des mattes (sulfures de fer artificiels), des pyrites magnétiques et même du vitriol. Dans le cas d'une masse de minerai trop riche en soufre, on en grille une partie d'avance, de manière à arriver à une moyenne de 22 à 26 pour 100 de fonte crue à l'essai, au maximum 30 pour 100 [1].

8° Le sel marin doit être pur; s'il ne l'est pas, il faut calculer la quantité de matière saline à employer, de telle sorte qu'il y ait environ 10 à 12 de sel réel pour 100 de minerais à traiter.

9° Le fer en limaille ne convient pas; on a reconnu utile d'arrondir les coins et les angles de la ferraille employée, afin d'éviter la trop rapide usure des tonneaux ; les tonneaux tout en fer ont également peu réussi, à cause de leur grande valeur et de leur rapide usure. Le fer (50 à 55 kg. chargés par tonneau) donnait lieu à Halsbrücke à une dépense réelle d'environ 4000 à 4500 kg. par an ; ce qui correspond à $2^{kg},25$ de fer dépensé, pour 1 kg. d'argent ob-

1. On fait à cet effet un essai dosimastique, que les Allemands appellent *Rohsteinprobe* ou fonte pour matte crue. On opère en fondant dans un creuset, avec du verre, du borax et de la colophane, la prise d'essai du mélange adopté, et en recouvrant le tout d'une couche de sel. La règle à Halsbrücke était un rendement à l'essai de 30 pour 100 de matte crue, pour obtenir une convenable proportion de sulfures dans la masse à amalgamer.

tenu. Le fer bien entendu n'est pas exclusivement consommé à produire de l'argent amalgamé, par la réaction du chlorure d'argent ; il entre aussi dans une série de combinaisons secondaires, en se substituant à d'autres métaux (cuivre, zinc, etc.), qui constituent alors les impuretés de l'amalgame d'argent.

10° Le cuivre, comme réductif, agit moins énergiquement et moins complètement que le fer ; il donne un amalgame plus pur de cuivre, et est plus dispendieux (le contraire a lieu en Bolivie).

§ X. PROCÉDÉ DE HUELGOET (FRANCE, BRETAGNE).

687. Nous ne saurions faire mieux que de résumer la description détaillée donnée par M. Rivot, dans son Traité de Métallurgie du plomb et de l'argent[1].

A. **Détails spéciaux. — 1° Minerais.** — Ce sont les terres rouges, analogues des *colorados* du Mexique et des *pacos* du Pérou, qui sont traités par la méthode des tonneaux : vers le milieu de la partie exploitée du gisement, la galène est venue remplacer les terres rouges, sinon complètement, du moins en grande partie ; vers le sud, la blende est de même devenue plus abondante. Depuis plusieurs années, on n'exploite plus que les terres rouges, d'ailleurs fort variables en richesse ; elles contiennent : du sable quartzeux, de l'argile parfois très ferrugineuse, du chlorure, bromure, sulfure d'argent et de l'argent natif. Dans certaines zones des filons, les terres rouges sont mélangées de sulfures : blende, pyrite, galène. Les variations de teneur son considérables, depuis quelques grammes à la tonne jusqu'à 20 kilogrammes. Par une préparation mécanique soignée, qu'on ne peut pousser très loin, à cause des pertes d'argent dans l'eau qui croissent rapidement avec la ténuité des particules, on divise les minerais en deux catégories : 1° les riches et siliceux, à 2 kilogr. d'argent par tonne ; 2° les boues fines, à 500 kilogrammes par tonne. Les riches sont traités par fusion, à l'usine de Poullaouen ; les pauvres, à l'usine d'amalgamation de Huelgoet, dont l'installation, analogue à celle de Halsbrücke, a été établie par le regretté M. Jüncker, inspecteur général des mines.

Les terres rouges, destinées à l'amalgamation, provenant de la préparation mécanique des minerais, sont donc les parties les plus pauvres et les plus fines, qu'on recueille dans les bassins de dépôt. Elles présentent toutefois encore assez de teneur en argent pour être traitées avantageusement par cette méthode, qui donne lieu à une utilisation industrielle fort remarquable de minerais, considérés jusqu'alors comme intraitables. Les terres rouges contiennent beaucoup d'argile et d'oxyde de fer, une petite quantité de sulfures métalliques et de sable fin ; l'argent paraît s'y trouver à l'état natif et à l'état de chlorure, de bromure, et peut-être de sulfure. En raison de leur très faible teneur (en moyenne de 500 grammes d'argent à la tonne, teneur des minerais mexicains et de ceux du Cerro de Pasco), on ne peut déterminer avec certitude sous quelles combinaisons chimiques le métal précieux se trouve engagé.

688. 2° **Fabrication des briquettes.** — Les schlamms, retirés des bassins,

1. Nouvelle édition, 1872. Dunod, éditeur.

sont étendus sur leurs bords, et séchés librement à l'air, jusqu'à cousistance convenable, pour leur moulage en briquettes, de forme tronc-cônique (hauteur : $0^m,15$, diamètre de la base : $0^m,20$). Dans la belle saison, les briquettes sont séchées au soleil et à l'air libre; en hiver, on les range sur un plancher, dans l'atelier de calcination.

Le traitement annuel à Huelgoet, sur la base de 800 tonnes de briquettes de terres rouges, à une teneur moyenne de 500 grammes d'argent, se compose des opérations suivantes.

689. B. **Calcination des briquettes.** — La calcination des briquettes, rendue nécessaire par l'état plastique de l'argile et de l'oxyde de fer hydraté, facilite la division des terres rouges en poussière très fine, et ultérieurement leur mélange intime avec le sel marin, avant le chargement des matières dans le four de chloruration. Elle n'exige qu'une température peu élevée : en chauffant trop fortement, il y aurait volatilisation d'une portion du chlorure d'argent et un commencement d'agglomération nuisible.

Dans le four vertical et de construction fort simple de Huelgoet, les briquettes sont rangées les unes au-dessus des autres, jusqu'au gueulard. On brûle des fagots dans les deux foyers inférieurs. La température est certainement irrégulière dans toute la masse : les briquettes placées dans le haut sont suffisamment calcinées, tandis que celles qui sont placées près des grilles le sout trop. On en charge 12 tonnes à la fois, en ménageant des passages aux flammes. L'opération dure 12 heures et la calcination proprement dite, 24 heures. Par mois, on fait 6 fournées, qui exigent, chacune d'elles, environ 1000 fagots, pesant en moyenne $5^{kg},500$: soit $0^t,30$, par chaque tonne de terres rouges.

Les ouvriers briquetiers et calcineurs reçoivent 18 francs, pour chaque calcination; le transport des terres à l'atelier de chloruration, fait dans des charrettes, est payé 6 fr. 50, par charge du four de calcination.

Les terres rouges calcinées sont retirées du four plus ou moins agglomérées, et représentent 18 à 20 pour 100 de la charge primitive : 12 tonnes de briquettes desséchées produisent en moyenne 10 tonnes de terres calcinées.

690. C. **Chloruration.** — Les terres rouges calcinées sont réduites en poussière très fine, sous une meule tournant autour d'un axe vertical, dans une auge en granit; le mouvement est donné par une roue hydraulique. La matière pulvérisée est passée sur un tamis en toile métallique, dont les mailles ont un peu moins de $0^m,002$ de côté. La production de 60 tonues du four de calcination exige 20 journées de broyage (3 tonnes seulement par jour).

Les terres rouges sont ensuite mélangées intimement avec 7 pour 100 de sel marin séché et réduit en poudre; le mélange est fait avec un râble dans une auge en bois, placée dans l'atelier de chloruration, à proximité du four à réverbère. Les proportions sont, par 500 kilogrammes de terres : 35 kilogrammes de sel (7 °/₀); il faut deux heures de travail pour obtenir le mélange intime de la masse et du réactif.

Lorsque la charge précédente vient d'être retirée, le four étant refroidi jusqu'au rouge sombre, on introduit une nouvelle charge de 500 kilogrammes de terres calcinées et porphyrisées, mélangées à 35 kilogrammes de sel marin. Ces matières,

jetées à la pelle et régulièrement étendues sur toute la surface de la sole, sur une faible épaisseur, sont soumises à une action oxydante énergique, que favorisent des râblages presque continuels. On passe dans le four de chloruration six charges, en vingt-quatre heures, avec deux ouvriers, en brûlant 500 fagots, soit $1^{t},650$; l'un deux conduit l'opération; l'autre est chargé des transports du magasin à l'atelier d'amalgamation et de la préparation des mélanges.

691. D. **Amalgamation proprement dite.** — L'atelier d'amalgamation est divisé en deux étages : dans celui du bas se trouvent les 8 tonnes tournantes, placées sur deux lignes parallèles; elles sont en bois de chêne, solidement cerclées, de 1 mètre de longueur et 1 mètre de diamètre, au ventre. A l'étage supérieur, sont placées 8 caisses rectangulaires, qui communiquent avec les tonnes, par des conduits ou manches en toile goudronnée.

Dans chacune des caisses, on charge 360 kilogrammes de matières, provenant du four de chloruration, avec 270 litres d'eau ; on laisse en digestion pendant vingt-quatre heures, en ayant soin de remuer fréquemment les matières solides avec des pelles en bois. Ce temps a été reconnu nécessaire pour opérer la dissolution du sel marin et des sels d'argent dans l'eau. Chaque matin, on vide successivement les tonnes et on les remplit avec les matières contenues dans les caisses.

Une tonne, venant d'être vidée, reçoit par la manche en toile, la charge contenue dans la caisse qui lui correspond à l'étage supérieur ; la manche en toile est nettoyée avec une certaine quantité d'eau (environ 50 litres), qui est également reçue dans la tonne; celle-ci est bouchée avec un tampon de bois et mise en mouvement, à raison de douze tours par minute. Pendant ce temps, les ouvriers répètent la même manœuvre sur les sept autres tonnes, et chargent de nouveau les caisses de l'étage supérieur.

Après deux heures de rotation, les tonnes sont arrêtées successivement, les ouvriers introduisent, dans chacune d'elles, 30 kilogrammes de mercure et environ 40 kilogrammes de fer, en rondelles de $0^{m},05$ de diamètre; chaque rondelle pèse de $0^{kg},40$ à $0^{kg},50$. Les tonnes sont immédiatement remises en mouvement, et tournent pendant vingt heures, avec une vitesse de 18 tours par minute. L'amalgamation de l'argent est à ce moment aussi complète que le permet la nature des minerais ; mais le mercure est très divisé, et réparti avec l'amalgame d'argent en globules extrêmement petits, dans toute la masse des matières. On arrive à réunir le métal et l'amalgame, en ralentissant la vitesse de rotation, à 8 tours par minute, pendant environ deux heures.

Pour la vidange, on arrête la première tonne, l'ouverture étant en haut ; on enlève le tampon de bois et on le remplace par un robinet, également en bois; on fait exécuter à la tonne une demi-révolution, ce qui amène le robinet au point le plus bas.

Au-dessous on dispose deux baquets, placés l'un dans l'autre et de capacités respectives de 20 et 100 litres ; le plus grand est placé au-dessous d'un canal incliné, destiné à conduire les boues au grand réservoir ou bassin de dépôt.

Le robinet est ouvert, et le mercure liquide coule dans le plus petit des deux baquets; on ferme le robinet, dès que l'on voit les boues succéder au métal. Le baquet est enlevé et mis de côté ; on fait exécuter une demi-révolution à la tonne,

afin de remplacer le robinet par un ajutage, présentant un orifice d'une section plus grande; on ramène de nouveau l'ouverture en bas, et les matières contenues dans la tonne tombent dans le grand baquet; le trop-plein s'écoule par le canal dans le bassin de dépôt. Les disques en fer peuvent sortir par l'ajutage; on les retire, lorsque toutes les matières boueuses sont sorties.

Une nouvelle charge est introduite aussitôt dans la tonne, et le même travail est répété successivement pour les deux rangées.

692. E. **Lavage des boues.** — Le mercure contenu dans le petit baquet est mélangé d'une certaine quantité de schlamms, qui viennent nager à la surface, et qu'il est facile de séparer, sans perdre de métal; dans les grands baquets, dans les canaux, et dans le grand réservoir, se trouve, avec les schlamms, une petite quantité de mercure et d'amalgame, en globules très fins, que la rotation lente n'a pas réunis à la masse métallique liquide. On en retire une grande partie en soumettant ces schlamms à une préparation mécanique, qu'on termine, par le lavage de la portion la plus lourde, sur des tables dormantes.

Toutes les manœuvres sont faites par 2 ouvriers, 2 gamins et 4 femmes; ces dernières ne sont employées que pour le lavage des résidus et ne sont occupées que trois ou quatre jours par mois.

L'amalgamation donne deux produits : le mercure liquide, tenant en combinaison et en dissolution la plus grande partie de l'argent des terres rouges; et les résidus quartzeux et ferrugineux, qui retiennent toujours une petite quantité du métal précieux. La dissolution saline n'est pas recueillie pour en retirer le sel qu'elle contient, comme à Halsbrücke : l'opération ne serait par rémunératrice.

693. F. **Perte en mercure.** — Dans le travail d'une journée, les 8 tonnes emploient 240 kilogrammes de mercure, pour 1^{kg},612 d'argent contenu dans les 8 charges, et provenant de 3^{t},224 de terres rouges non calcinées: on obtient ordinairement 240^{kg},40 de mercure liquide, contenant en moyenne 1^{kg},450 d'argent.

Les résidus contiennent une portion très variable d'argent. Quand toutes les opérations sont bien conduites, quand les terres soumises au traitement renferment très peu de sulfure d'argent, les résidus ne rendent pas à l'essai plus de 20 à 30 grammes d'argent par tonne. Il sont notablement plus riches, quand les minerais contiennent des sulfures métalliques, et quand en même temps le grillage n'a pas été prolongé pendant plusieurs heures.

En moyenne, on perd de 50 à 60 grammes d'argent par tonne de résidus.

694. G. **Filtration de l'amalgame.** — La teneur en argent de l'amalgame solide varie avec l'énergie de la compression; on peut aisément dépasser le titre de 20 pour 100, et même atteindre celui de 35 pour 100. Par jour, on retire ordinairement 5^{kg},80 d'amalgame solide, contenant 1^{kg},45 d'argent, et on renvoie à l'atelier d'amalgamation 244^{kg},60 de mercure. On n'a donc besoin d'ajouter, dans le réservoir et pour le travail du lendemain, que 5^{kg},40 de mercure. Les opérations peuvent se succéder pendant un mois entier, sans qu'il soit besoin de distiller l'amalgame solide, si l'on a un approvisionnement de 375 kilogrammes de mercure.

La filtration s'exécute dans l'ingénieux appareil inventé par M. Junker et que nous avons représenté Figure 117 et décrit (art. 489) : les ouvriers ne touchent pas au mercure.

695. H. **Distillation de l'amalgame.** — La distillation de l'amalgame solide est faite, à des intervalles à peu près réguliers, deux ou trois fois au plus par mois dans une cornue. La cornue est en fonte et placée horizontalement, dans un four de calcination construit en briques; le fond et le col de la cornue dépassent les parois; au col est adapté, à frottement dur, un tube de fer, destiné à conduire les vapeurs mercurielles dans un récipient contenant de l'eau.

Le fond de la cornue est boulonné, après l'introduction de l'amalgame. L'appareil est très analogue à celui représenté fig. 79 (art. 439).

Chaque distillation est faite sur 25 à 26 kilogrammes; on chauffe peu à peu la cornue jusqu'au rouge vif, tant qu'il se produit du mercure; on enlève ensuite le feu; on attend que la cornue soit entièrement refroidie, pour démonter son fond et retirer les gâteaux d'argent. La durée ordinaire d'une distillation est de quatre heures; on peut en faire deux dans la même journée, en brûlant $0^t,65$ de coke et de charbon de bois.

Les distillations sont conduites par le contremaître de l'usine, assisté d'un gamin; elle donne deux produits: l'argent brut et le mercure.

L'argent brut est en masses spongieuses, dont la forme est à peu près celle des gâteaux d'amalgame; il ne retient que des traces de mercure, mais il contient un peu de plomb, quand les terres rouges traitées sont mélangées de galène: cet argent brut est envoyé à l'usine de Poullaouen, où il est passé à la coupelle.

Le mercure, condensé dans l'eau, entraîne un peu d'argent; mais le métal n'est pas perdu, puisqu'il est employé de nouveau pour l'amalgamation.

La distillation ne fait perdre qu'un poids très faible de mercure, à moins qu'il n'arrive un accident à la cornue: pour l'année entière la perte de ce chef ne dépasse pas 6 kilogrammes.

Outre ces deux produits principaux, on recueille dans les angles de la cornue une petite quantité de matières pulvérulentes (*Stup*), plus ou moins riches en argent; elles sont également envoyées à l'usine de Poullaouen et passées dans la fonte au four à manche.

696. **Coût de l'amalgamation.**

B. *Calcination des Briquettes.*

De 800 tonnes de terres rouges on obtient 660 tonnes de terres calcinées, en 66 opérations, pour lesquelles on dépense :

Main-d'œuvre : 1.375 jours.	1.188	francs.
Fagots : 66.000 pesant 251 tonnes, à 42 francs.	2.772	
Transport à l'usine.	429	
Outils, réparations, frais divers	300	
Frais spéciaux de la *Calcination*. . .	4.689	francs.

Soit, par tonne de terres rouges séchées :

Main-d'œuvre : 1j,72.	1fr,485
Fagots : 0t,290.	3, 465
Transport et frais divers	0, 911
Frais spéciaux, rapportés à 1 tonne de terres rouges :	5fr,861

La perte en argent, que la calcination doit faire éprouver, n'a pas été déterminée.

697. C. *Chloruration.*

Le traitement des 600 tonnes de terres rouges calcinées est fait en 229 jours d'activité, à raison de 6 charges, en vingt-quatre heures.

Les dépenses principales du broyage et de la chloruration sont les suivantes :

Main-d'œuvre :	Ouvriers : 880 jours à 1 fr. et 1fr,25.	990 francs.
	Gamins : 720 jours à 0fr,40	288
Sel marin : 46t,20 à 15 francs.		693
Fagots : 11.000 pesant 385 tonnes.		4.620
Réparations, outils, frais divers.		350
Frais spéciaux de la *Chloruration*. . . . . :		6.941 francs.

Rapportés à 1 tonne de terres rouges non calcinées, les frais sont :

Main-d'œuvre : 2 jours	1fr,597
Sel marin : 0t,058	0, 867
Fagots : 0,481.	5, 775
Frais divers.	0, 438
Frais spéciaux, rapportés à 1 tonne de minerai. :	8fr,677

698. D. *Amalgamation proprement dite.*

Dans l'année entière, et pour le traitement de 800 tonnes de terres rouges, les tonneaux doivent être en activité pendant 248 jours : on produit 1.440 kilogrammes d'amalgame solide, contenant 359 kilogrammes d'argent : la perte de métal précieux est par conséquent de 41 kilogrammes, soit d'environ 10 pour 100 de l'argent indiqué par les essais des terres rouges. La perte de mercure est d'environ 300 kilogrammes, c'est-à-dire de 83 pour 100 du poids de l'argent retiré à l'état d'amalgame solide. Pour une tonne de terre rouge, les pertes sont respectivement : 0kg,051 d'argent et 0kg,375 de mercure.

Les dépenses principales pour l'amalgamation sont donc les suivantes :

Main-d'œuvre : 1.156 jours.	1.050fr,40
Mercure perdu : 0t,300 à 12.000 francs	3.600
Fer métallique : 7 tonnes à 300 francs	2.100
Réparations, frais divers	1.100
Frais spéciaux de l'*Amalgamation*. . . . :	7.850fr,40

Rapportées à 1 tonne de terres rouges non calcinées, les dépenses principales sont :

Main-d'œuvre : 1j,420	1fr,513
Mercure : 0kg,375	4, 500
Fer : 8kg,75.	2, 625
Frais divers	1, 375
Frais spéciaux, rapportés à 1 tonne de minerai. :	9fr,813

La valeur de l'argent perdu dans l'amalgamation est de 11fr,22 pour chaque tonne de minerais mis en traitement.

699. H. *Distillation.*

La distillation de 1.440 kilogrammes d'amalgame solide est faite en 58 distillations, et en 29 jours d'activité; elle donne 360 kilogrammes d'argent brut, contenant 359 kilogrammes d'argent fin, avec une perte d'environ 6 kilogrammes de mercure.

Elle entraîne les dépenses suivantes :

Main-d'œuvre : 29 jours, à 1 franc..	29fr,00
Mercure : 6 kilogrammes à 12 francs.	72, 00
Coke et charbon : 4t,785 à 55 francs	263, 17
Frais divers.	100, 00
Frais spéciaux de la *Distillation*. . . . . . :	464kg,17

Les journées du contre-maître, dont le salaire doit être réparti entre toutes les opérations faites à l'usine, seront comptées dans le résumé des frais.

Pour 1 tonne de terres rouges non calcinées, les frais de distillation s'élèvent donc à 0fr,580.

L'argent brut, envoyé à l'usine de fusion de Poullaouen, est passé dans les coupelles, ce qui n'augmente pas d'une manière sensible les frais inhérents au traitement des plombs d'œuvre : il n'y a donc pas lieu de tenir compte des frais de fusion de l'argent brut; mais il faut ajouter aux frais spéciaux, calculés plus haut, les dépenses relatives au raffinage, pour 360 kilogrammes d'argent.

700. K. *Raffinage de l'argent.* (Voir art. (44.))

Ces dépenses sont les suivantes :

Main-d'œuvre : 15j,20 à 2 fr.	30fr,40
Bois et genêts : 10t,12 à 7 fr.	70, 84
Coupelles et frais divers	221, 20
Frais spéciaux du *Raffinage*. . . . . :	322fr,44

Soit par tonne de terres rouges non calcinées : 0fr,403.

701. **Résumé.**

Le traitement de 800 tonnes de terres rouges à l'usine de Huelgoet, la fusion de l'argent brut et le raffinage faits à Poullaouen, produisent 359 kilogrammes

d'argent raffiné; la perte d'argent, calculée d'après la teneur des minerais déterminée par de nombreux essais, est de 41 kilogrammes, c'est-à-dire de 10 pour 100 du métal contenu dans les terres rouges.

Les dépenses résumées sont donc les suivantes :

Surveillance.	1.200fr.
Main-d'œuvre : 4.155j,20	3.575, 80
Combustible : 630t,905.	7.726, 01
Sel marin : 46t,020	693
Mercure : 0t,306.	3.672
Fer : 7 tonnes.	2.100
Frais divers.	2.500, 20
Frais spéciaux du traitement. . . . . . :	21.467fr,01

Pour 1 tonne de terres rouges, on obtient 0kg,449 d'argent, dont la valeur est de 98fr,78. On perd 0kg,051 d'argent, dont la valeur est 11fr,22.

Les frais de traitement *par tonne* sont par suite :

Surveillance.	1fr,500
Main-d'œuvre : 5j,194.	4, 469
Combustibles : 0t,789.	9, 658
Sel marin : 0t,058.	0, 866
Mercure : 0t,00058..	4, 590
Fer : 0t,0088.	2, 625
Frais divers.	3, 125
Frais spéciaux rapportés, à 1 tonne de minerais :	26fr,833

702. La différence entre la valeur de l'argent retiré des minerais et les frais spéciaux du traitement est assez grande pour : 1° couvrir les dépenses de l'exploitation; 2° celles de la préparation mécanique; 3° les frais généraux, et 4° pour assurer en outre des bénéfices assez importants. Il serait certainement possible de traiter avec avantage par amalgamation des terres rouges encore plus pauvres. En l'absence de renseignements suffisants pour calculer les frais généraux et les dépenses de l'exploitation, on ne peut déterminer avec certitude la limite inférieure de richesse en argent, à laquelle l'amalgamation des terres rouges, à Huelgoet, cesserait d'être possible. Cette limite doit varier beaucoup avec l'importance de la production, car les frais généraux restent à peu près constants en valeur absolue, et pèsent d'autant plus sur le prix de revient de la tonne de minerais que le chiffre d'extraction est plus faible; elle dépend également des difficultés de l'exploitation, difficultés variables dans une mine aussi ancienne que Huelgoet. Dans les conditions indiquées, il est probable qu'il n'y aurait pas avantage de traiter par amalgamation des terres rouges rendant à l'essai moins de 300 grammes à la tonne. (Rivot, *loco citato*.)

703. Nous avons donné (562) et articles suivants, les réactions chimiques générales de la méthode des tonneaux; nous avons indiqué (565), que nous insisterions lors de la description des procédés de Halsbrücke et de Huelgoet, sur certaines d'entre elles comme spéciales

à ce traitement. Nous croyons donc utile de placer ici cette étude complétive, résumée d'après les beaux travaux de M. Rivot sur la matière ; ce qui nous permettra en même temps de dessiner l'évolution qu'a dû subir le procédé de Huelgoet, par suite de la variation des minerais devenant de plus en plus sulfurés avec l'accroissement de l'exploitation en profondeur. Ce phénomène de mutation est du reste général aujourd'hui, surtout en Amérique ; il a produit, en Europe, la renonciation à l'amalgamation saxonne, et conduit au traitement par fusion, à Freiberg, de tous les minerais qu'on amalgamait autrefois tout près à Halsbrücke.

Telle qu'elle vient d'être décrite, l'amalgamation de Hulgoet avec chloruration au feu, comme à Halsbrücke, est en effet la modification d'une première méthode, appliquée par M. Jünker, par imitation du procédé du *Patio* et que pour cette raison on appelait : *Amalgamation combinée européo-américaine*. Comme elle, elle employait le magistral américain, pour chlorurant. Les minerais dans le principe contenaient l'argent à l'état natif, à l'état de chlorure et de bromure ; ils ne renfermaient ni sulfure d'argent, ni sulfures métalliques. L'amalgamation était faite directement sur les terres rouges calcinées, sans grande préparation chimique préparatoire. Elles étaient pulvérisées et mises en digestion dans des caisses, avec du sel marin et du magistral, comme en Amérique ; le piétinement des hommes et des mules était remplacé par le roulement des tonnes tournantes, et, on imagina, pour aller plus vite, d'introduire un réductif nouveau dans les tonnes : le fer métallique, dont le rôle nouveau devenait assez important.

Les résidus des opérations retenaient alors bien rarement plus de 20 grammes d'argent à la tonne, chiffre remarquablement bas ; le tout constituait donc un progrès considérable sur la méthode américaine, comme rendement, comme vitesse de production, par suite des circonstances spéciales de l'ancien continent, savoir : facilités de combustible, prix bas du réductif fer ; organisation facile d'engins mécaniques ; commodités de transports : — toutes choses presque inconnues et irréalisables en Amérique.

Mais voici que peu à peu, lentement, on note un changement dans la composition de ces terres rouges. Au bout de plusieurs années, les variations dans l'état chimique de l'argent sont accusées par la richesse de plus en plus grande des résidus de l'amalgamation, phénomène dû à l'accroissement des sulfures dans la masse et en corrélation avec l'accroissement en profondeur des gîtes. Les pyrites, les galènes, les blendes, les sulfures antimonieux et arsenicaux se présentent ; l'oxygène des *colorados* et *pacos* est peu à peu remplacé par le soufre, etc. ; les oxydes de fer deviennent des pyrites ; les minerais d'argent natif deviennent des sulfures d'argent. Il a fallu alors modifier la méthode suivie jusque-là et chlorurer énergiquement.

Après maints tâtonnements, la méthode ancienne de Hulgoet a été constituée en méthode nouvelle, telle qu'elle vient d'être décrite ci-dessus.

C'est pour une cause semblable que le procédé aux tonneaux de Reese River, marchant à chaud, a dû se transformer en méthode aux *Pans ;* que le procédé aux *pans*, sans grillage, de Washœ, a dû se transformer en méthode aux *Pans*, avec chloruration ignée préalable ; que la méthode Krönke a dû remplacer celle de Cooper au Chili. Nous avons relaté (576 et suivants) ces diverses circonstances et fait (579) la nomenclature de tous les réactifs qu'on a essayé d'employer, pour éviter le grillage et la chloruration.

704. Disons quelques mots en passant de cette ancienne méthode de Huelgoet.

Les terres rouges contenaient l'argent très divisé, à l'état natif, à l'état de chlorure et de bromure d'argent, disséminés dans les sables argileux et ferrugineux. Par la simple calcination, on enlevait, à l'argile et à l'oxyde de fer, leur propriété plastique, qui, dans les tonnes, s'oppose au progrès de l'amalgamation ; l'opération était faite à une température assez élevée, pour expulser l'eau combinée à l'oxyde de fer et à l'argile.

Les terres ne contenaient plus alors que du sable quartzeux, de l'argile et du peroxyde de

fer anhydres, en sus de l'argent natif, du chlorure et du bromure d'argent complètement altérés par l'action de la lumière, et par conséquent insolubles dans une dissolution de chlorure de sodium.

La digestion pendant vingt-quatre heures dans une dissolution de sel marin et de magistral contenant : 6,20 de sel marin ; 1,50 de sulfate de fer (renfermant 5 pour 100 de son poids de sulfate de cuivre), et 1 d'alun — pour 100 de terres rouges calcinées, à l'imitation du magistral mexicain, préparait l'action relativement rapide des réactifs : fer et mercure. Dans les caisses, et par l'action prolongée des sulfates un peu acides, le chlorure et le bromure d'argent reprenaient leur solubilité dans le chlorure de sodium, et se dissolvaient à peu près complètement. L'addition du magistral, surtout un peu acide, était indispensable, parce que, en somme, son action correspond à ce qui se fait journellement dans les laboratoires, quand les chimistes ont besoin de rendre au chlorure d'argent, altéré à la lumière et calciné, sa solubilité, soit par l'ammoniaque, soit par une dissolution de chlorures alcalins : ils le traitent par un acide, jusqu'à ce qu'il soit redevenu blanc. Dans le procédé industriel, le magistral n'a besoin d'être que faiblement acide, parce que son action se prolonge pendant de longues heures : le temps supplée à l'énergie ; le magistral est d'ailleurs sans action sur le peroxyde de fer et sur l'argile, tous deux anhydres, des terres rouges calcinées : il est de même sans action sensible sur l'argent métallique.

Les matières introduites dans les tonneaux se trouvaient soumises à un mouvement de rotation assez rapide, pour maintenir toutes les substances solides en suspension, pendant une première période, qui durait environ deux heures, et destinée à achever les réactions du magistral et la dissolution du sel d'argent, incomplètes dans les caisses, en raison de la difficulté de mettre toutes les matières solides en suspension dans le liquide. Après les deux premières heures de rotation, la seule partie de l'argent non entrée en dissolution est celle que les terres calcinées contiennent à l'état métallique ; ce dernier est disséminé en grains très fins dans les matières qui doivent rester inertes pendant toute l'opération : le sable quartzeux, l'argile et l'oxyde de fer. En dissolution se trouvent avec le chlorure de sodium en excès : les sels de fer, de cuivre, de potasse, d'alumine et ceux d'argent qui ont pu se former.

Lorsque les tonnes reçoivent la charge des disques de fer et du mercure, tous les deux en grand excès, et qu'on les fait tourner pendant vingt-quatre heures, avec une vitesse (de 18 tours par minute), assez grande pour produire la division en globules très fins de la majeure partie du mercure, les matières fines et la dissolution sont entraînées dans le mouvement de rotation des tonnes, tandis que les disques de fer, beaucoup plus lourds, ne s'élèvent guère au-dessus de l'axe et labourent, en retombant, toute la masse des matières liquides et solides. Par la vitesse des tonnes, et par les dimensions des morceaux de fer, on produit en peu de temps la division du mercure et sa répartition en globules très fins dans les matières et par suite le contact répété de toutes les parties du liquide avec les surfaces du fer métallique. Dans ces conditions, le fer et le mercure agissent lentement sur les sels d'argent qui sont en dissolution et précipitent une partie du métal fin, qui se combine ensuite avec le mercure ; mais la précipitation de l'argent par ces deux actions ne pourrait être complète qu'au bout d'un temps fort long, parce que seulement de la sorte la dissolution contenant une proportion très faible de sels d'argent, se trouve en contact suffisamment intime entre le sel et les deux métaux.

705. On saisit tout de suite ici la raison pour laquelle, avec le piétinement imparfait des mules (*repasos*), lorsqu'il n'est pas fréquent et prolongé, on progresse si lentement dans la méthode du *Patio* au Mexique, au Pérou, etc. : c'est une lenteur d'ailleurs rendue obligatoire par la nature des réactions, ainsi que nous l'avons vu (359).

Dans la méthode des *Pans*, dont nous avons esquissé les réactions chimiques (art. 576 et

suivants), les réactions chimiques sont tout à fait similaires à celles des tonnes roulantes. Même action du fer; quand on n'y supplée pas par d'autres réactifs, la caisse du *Pan* s'use rapidement. Même action du frottement des agitateurs en bois ou en métal, c'est-à-dire contact le plus intime possible; même division, par suite, des molécules fines du mercure et mêmes réactions chimiques des sels de fer; il n'y a en sus qu'une plus grande activité, due à l'emploi de la chaleur (vapeur directe ou du double fond). Ce qui vient d'être dit pour les *Pans*, s'applique en grande partie au *Cazo*, au *Fondon*, aux tonneaux de *Reese River*, au procédé *Kröncke*.

La précipitation complète, en un temps relativement très court, s'explique par la présence du magistral, qui contient ou qui produit du sulfate de peroxyde de fer et un peu de sulfate d'oxyde de cuivre, au contact du fer métallique. Le sel de fer étant en quantité beaucoup plus grande que celui de cuivre, tous les deux se comportant à peu près de même, c'est au sel de fer, qui vient du métal introduit sous forme de disques ou du minerai à base ferreuse (pyrites calcinées, etc.), que doit être attribuée presque toute l'action chimique.

En effet, le sulfate de protoxyde de fer est un réductif assez énergique pour décomposer avec une certaine rapidité le chlorure et le bromure d'argent, en produisant des sels de peroxyde de fer, que le contact du fer métallique ramène incessamment à l'état de sels de protoxyde. La solubilité de cet agent de réduction lui permet d'agir sur la totalité des sels d'argent en dissolution et de produire la précipitation complète du métal précieux. En présence du fer, il ne peut d'ailleurs se former des sels de mercure, et par conséquent, s'il y a perte de mercure dans l'opération, on ne peut l'attribuer à la chloruration de ce métal. Il agit presque exclusivement: 1° pour former un amalgame avec l'argent réduit, et avec l'argent métallique contenu dans les terres rouges calcinées; 2° pour réunir l'amalgame, quand, les réactions étant terminées, on ralentit la rotation des tonnes.

On saisit encore ici cet autre rôle important et capital du fer, qui remplace la dépense en métal mercuriel, perdu, à l'état de chlorure, dans la méthode du *Patio*.

Ainsi le sulfate de fer est, dans la méthode des tonneaux, le véritable agent de précipitation de l'argent en maintenant en dissolution un excès suffisant de sels de protoxyde de fer. En général, on ne croit pas que le sulfate de cuivre n'exerce qu'une très faible action sur les sels d'argent, aussi bien dans les cuves que pendant l'amalgamation proprement dite, aussi bien dans les *Tonneaux* que dans les *Pans*. Il ne se produit cependant qu'une très minime quantité de cuivre métallique, par cémentation, parce que ce métal est de fait en proportion extrêmement faible dans la dissolution. Le fer ne peut d'ailleurs le décomposer que partiellement, de sorte qu'il y a formation presque exclusive de sels de cuivre au minimum, lesquels contribuent à la précipitation de l'argent. La petite quantité de cuivre, qui est précipitée, se reconstitue à nouveau, sous l'action galvanique, à l'état de sel, et le reste se combine avec le mercure et se réunit à l'amalgame d'argent, où on le retrouve comme impureté. Quant à l'alun, par son double sulfate, il joue probablement le rôle de simple excitant galvanique; nous croyons qu'il ne peut donner lieu à aucune autre action chimique importante.

D'après ces considérations, un magistral composé seulement de sulfate de fer, légèrement acide, donnerait d'aussi bons résultats que le mélange des sulfates de fer et de cuivre, et d'alun, anciennement employé à Hulgoet. Ce qui est vrai ici pour la méthode des tonneaux ne l'est plus pour celle du *Patio*. Nous renvoyons à cet égard le lecteur aux articles (224) et surtout (225).

706. La principale cause de perte de mercure et d'argent pendant l'amalgamation est incontestablement due à la grande difficulté de réunir l'amalgame et le mercure, en présence des sables plus ou moins fins, que la vitesse de rotation (à 8 tours par minute) ne maintient pas entièrement en suspension dans le liquide; aussi trouve-t-on des grains d'amalgame et des globules très fins de mercure, jusque dans les bassins de dépôt. On en recueille, à

Huelgoet et en Europe, une partie, par les lavages de schlamms les plus lourds, sur les tables dormantes, et, en Amérique sur la *planilla*. Cette perte devient très importante, quand la calcination a été mal conduite et n'a pas enlevé à l'argile et à l'oxyde de fer toute leur plasticité, parce que, dans ce cas, toutes les matières contenues dans les appareils, *tonneaux* ou *pans*, prennent une consistance visqueuse, qui s'oppose à la réunion du mercure [(214) et (215)]. La même cause empêche le lavage des résidus d'avoir une grande efficacité. La manière dont la calcination, opération en apparence si simple, est conduite a donc la plus grande influence sur les pertes de mercure et d'argent.

Quand toutes les opérations étaient faites avec les soins convenables à Huelgoet, la perte d'argent était, nous l'avons vu, d'environ 30 grammes par tonne de terres rouges séchées ; la perte de mercure ne dépassait pas 0g,250 par tonne de terres rouges mises en traitement.

Dans l'amalgamation, ainsi conduite, le sulfure d'argent et les sulfures métalliques (blende, galène, pyrite de fer), qui accompagnent l'argent natif, le chlorure et le bromure dans quelques quartiers de la mine de Huelgoet, ne sont pas notablement altérés ; ils n'agissent pas et se retrouvent presque en entier dans les résidus; ces derniers sont alors évidemment riches en argent, et c'est par leur teneur qu'on évalue très approximativement la proportion de sulfure d'argent et d'autres sulfures argentifères contenus dans les terres rouges.

En employant un excès de magistral renfermant du sulfate de peroxyde de fer, et en prolongeant la digestion préalable dans les caisses, on peut obtenir des résidus un peu plus pauvres; mais ils ne le sont jamais autant que dans le cas précédemment considéré, de l'absence de tout sulfure ; de plus, quand les minerais contiennent d'autres sulfures métalliques, l'emploi d'un pareil magistral en excès ne donnerait pas des résultats suffisamment économiques, parce que la perte en mercure plus serait forte encore ; en effet, le soufre se combine, au moins en partie, avec le mercure et forme du cinabre artificiel ou sulfure : il y a donc perte de mercure d'autant plus grande que le magistral a pu agir sur une quantité plus abondante de sulfures métalliques.

La blende est attaquée à froid par les sels de peroxyde de fer, moins difficilement que la galène et que le sulfure d'argent; la pyrite de fer n'éprouve presque aucune altération. C'est donc la blende qui est de tous les sulfures métalliques le plus nuisible, dans l'amalgamation faite sans grillage ou sans chloruration préalable ; tandis que la pyrite de fer non attaquée, inerte, ne l'est presque pas.

L'action du sulfate de peroxyde de fer sur le sulfure d'argent n'est jamais complète, quel que soit l'excès du magistral employé ; il n'est donc pas convenable d'adopter la méthode précédente, quand on s'aperçoit de la présence du sulfure d'argent dans les terres rouges, même en l'absence d'autres sulfures métalliques.

707. — La seconde méthode ou modification de l'amalgamation, de Huelgoet, caractérisée par l'installation de la chloruration sèche, a été appliquée aux terres rouges contenant :

1° Une proportion notable de pyrites ; 2° une assez grande partie de l'argent, à l'état de sulfure. Les résultats de l'amalgamation ne sont pas grandement influencés par la présence de la blende, le grillage et la chloruration faits ; mais il n'en est plus de même pour la galène, qui rend l'amalgamation difficile, ainsi qu'il a déjà été dit et qu'il sera confirmé plus loin. Dans le grillage ou chloruration, on cherche à produire des conditions aussi favorables que possible à une oxydation complète des sulfures et à la production des sulfates. Les sulfures d'argent et de zinc se transforment très aisément en sulfates, qui sont, à la fin de l'opération, partiellement transformés en chlorures, par doubles décompositions avec le chlorure de sodium. La pyrite de fer produit non seulement du sulfate de fer, mais encore de l'acide sulfurique en excès ; ce dernier agit en partie sur les sels d'argent, en partie sur le chlorure de sodium ; la première action produit du sulfate d'argent; la seconde du sulfate de soude, et toutes les deux de l'acide hydrochlorique, quelquefois un peu d'acide bromhydrique, quand

les minerais contienuent du bromure d'argent. Les sulfates d'argent et de fer produisent, avec le chlorure de sodium, et par doubles décompositions, une certaine quantité de sulfate de soude et des chlorures d'argent et de fer. Le point important, le résultat utile de ces réactions, est que le chlorure et le bromure d'argent altérés à la lumière, et insolubles dans une dissolution de chlorure de sodium, sont transformés en sels d'argent (sulfate ou chlorure), solubles dans cette dissolution. Ce résultat est exclusivement dû à la présence de la pyrite de fer, et il n'est complètement atteint que si les pyrites sont en excès suffisant.

Par ce grillage chlorurant, on arrive donc à rendre soluble dans une dissolution de sel marin l'argent, que les minerais calcinés contiennent à l'état de sulfure et de chlorure ou de bromure altérés à la lumière; pour ces derniers, on obtient par voie sèche, et grâce à la présence des pyrites, le même résultat qu'on produisait auparavant par le magistral, et par voie humide. Quoique le chlorure d'argent ne soit pas très volatil, il est toutefois entraîné facilement par les chlorures de fer et surtout de zinc, qui le sont bien davantage.

Il faut avoir soin, pour cette raison, de ne pas exagérer la température finale ou coup de feu. Par la substitution de la chloruration ignée au magistral de la voie humide, les résidus de l'usine de Huelgoet sont un peu moins pauvres que ne l'étaient ceux de l'ancienne méthode, parce qu'il est impossible d'oxyder pendant le grillage la totalité du sulfure d'argent. Les sels de zinc, formés pendant le grillage et la chloruration, sont bien en dissolution dans les tonneaux, mais ils ne sont pas décomposés par le fer et ne participent pas aux réactions chimiques qui amènent l'argent à l'état d'amalgame. Ils ne servent ni ne nuisent à l'amalgamation; la blende originaire dans les terres rouges est donc sans effet utile ou nuisible dans toutes les opérations, au moins tant qu'elle se trouve en petite quantité. Mais si la proportion de blende vient à s'accroître, on est forcé de prolonger le grillage avec perte corrélative d'argent assez notable; il se produit, en effet, dans le four à réverbère, beaucoup de chlorure de zinc, qui, en se volatilisant en partie, entraîne du chlorure d'argent.

La galène, pendant le grillage et la chloruration, dans le réverbère, se transforme presque entièrement en sulfate de plomb, et celui-ci produit une certaine quantité de chlorure de plomb, par double décomposition avec le chlorure de sodium; le sulfate n'exerce aucune action, utile ou nuisible, sur l'argent et sur ses composés. Pendant l'amalgamation, les sels de plomb se dissolvent et sont fort légèrement décomposés par le fer métallique, en précipitant quelque portion de plomb métallique. Dès que celui-ci est en quantité un peu notable, il s'interpose pour empêcher la réunion complète du mercure; une plus forte proportion de mercure et d'amalgame reste divisée dans les résidus, et pour cette raison les pertes de mercure et d'argent croissent d'autant plus que l'action du fer métallique est comparativement bien plus énergique sur les sels de plomb que sur les sels d'argent, contenus dans la dissolution saline. Le fer ne peut pas précipiter la totalité du plomb, pendant les vingt heures de rotation, pas plus qu'il ne pourrait suffire à la précipitation complète de l'argent dans le même temps. L'action du fer est d'autant plus lente que la dissolution contient un poids moins fort de sels décomposables. Ce sont là les raisons capitales pour lesquelles on ne doit pas traiter, par amalgamation, quand on peut employer la fonte avec des matières plombeuses, les minerais d'argent, — aussi bien les terres rouges que les autres, contenant beaucoup de galènes.

Le lecteur trouvera, aux **Notes finales**, des considérations que nous lui soumettons, sur les conditions techniques et financières qui doivent faire préférer, lorsque le choix est possible, la méthode de fusion à celle de l'amalgamation et réciproquement.

SECTION IV.

DÉTAILS TECHNIQUES ET SPÉCIAUX A L'AMALGAMATION A CHAUD.

§ XII. PROCÉDÉ DU CAZO OU FONDO OU FONDON (TINA EN BOLIVIE), A L'USINE DE CATORCE (MEXIQUE).

708. Les descriptions de l'appareil *Cazo* et *Fondo* ont été données au Glossaire: articles (442), (443), (463); la figure 104 représente le *Fondo*. Nous avons examiné les réactions chimiques qui ont lieu dans les diverses opérations, art. (567) et suivants: elles reposent essentiellement sur l'action simultanée du sel, du mercure et du cuivre métallique du fond du chaudron : le cuivre joue ici un rôle analogue à celui du fer dans les tonneaux.

Ce qui a été dit dans ces divers endroits s'applique exactement au travail des Haciendas de Catorce et Matehuala, au Mexique, où le travail au *Fondo* s'est largement généralisé.

Nous nous contenterons de donner quelques détails relatifs aux manipulations courantes : nous les empruntons au rapport de M. Laur, publié dans les *Annales des mines* (1876, 6e série) et aux travaux antérieurs de M. Saint-Clair Duport sur la matière. Le *Cazo* est un travail identique au *Fondo*, mais sur une plus petite échelle; nous nous abstenons d'en présenter une monographie : le *Fondo* est évidemment plus économique, malgré l'assertion contraire de M. Saint-Clair Duport.

709. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Les minerais traités sont presque exclusivement des *colorados;* il est à peu près reconnu que les sulfures qui les accompagnent accidentellement se retrouvent en entiers et presque intacts dans les résidus, et leur donnent la teneur en argent qu'on leur trouve, parce que ces sulfures échappent à toute réaction chimique, pendant à l'amalgamation.

710. B. **Porphyrisation.** — On les broie dans des *arrastres*, en les ramenant toutefois à un moindre degré de finesse que pour l'opération du *Patio*.

711. C. **Concentration par lavage.** — La masse est concentrée dans une *planilla*, de manière à la réduire à 2 pour 100 du poids primitif. Cette *planilla* consiste en un simple plan incliné concave (fig. 114 et 115) et décrit art. (485). La différence, entre l'appareil de *Catorce* et *Matehuala* et celui décrit, consiste dans la présence, à la fin du plan, d'un grand bassin qui reçoit les schlicks. Ce lavage est fait avec une grande habileté : les parties riches dépassent rarement le milieu du plan, sur la base duquel les schlicks se rassemblent en une couche de 0m,15 à 0m,20 d'épaisseur. De temps en temps, le laveur pratique un essai de cette couche par un lavage à l'augette ou un vannage à sec de la matière; lorsqu'il n'y reconnaît plus la présence

de particules vertes d'argent (chlorure d'argent), il rejette définitivement les schlicks, qu'il relave à nouveau dans le cas contraire. Ces schlicks sont réunis dans la citerne destinée aux boues sorties de l'*arrastre*, lors de la porphyrisation.

712. D. **Amalgamation.** — La charge du *Fondo* dans l'eau bouillante se compose de 48 arrobes ou 500 kilogrammes de minerai concentré et de 40 kilogrammes environ de menus très fins, provenant du triage. L'eau est quelquefois ajoutée sur le minerai, mais en général, versée d'abord; elle est calculée de manière à former de toute la masse une bouillie claire. On incorpore 10 pour 100, soit 55 kilogrammes, de sel marin et deux doses de mercure successives, à quelque temps d'intervalle; chacune d'elles correspond à la moitié du poids de l'argent contenu dans le minerai.

D'après M. Laur, l'action réductive sur les minerais est proportionnelle à la quantité de sel employée. Cette proportion ne dépasse jamais 25 pour 100 du poids du minerai même le plus riche. La vitesse de rotation des *voladoras* exerce une influence non moins grande : l'amalgamation est moins active avec une faible vitesse.

On ajoute, si cela est nécessaire, sur les indications de la *prueba en crudo* (527) des quantités supplémentaires de réactif : le *cazeador* ou conducteur du travail, dans la crainte d'une forte adhérence de l'amalgame d'argent au fond de la chaudière en cuivre, qui alors ne peut plus réagir par son métal réducteur, ménage le plus possible l'emploi du mercure : quelquefois il arrive même que les résidus, insuffisamment désargentés, conservent une teneur en métal précieux exagérée, à cause de cette crainte.

M. Duport indique, d'après plusieurs expériences, que cette adhérence nuisible de l'amalgame d'argent au fond de la chaudière en cuivre, n'a pas lieu tant que la proportion du mercure en poids est double de l'argent réduit. On peut même aller à quatre fois le poids de l'argent; mais, aussitôt qu'on dépasse cette limite, l'adhérence est rapide, et par suite l'opération ralentie, le rendement en argent diminué et la perte en mercure augmentée. L'adhérence se produit également, si le mouvement de rotation des *voladoras* est trop lent ; le cuivre des blocs s'amalgame et une couche d'amalgame d'argent se dépose et annule les effets réducteurs du métal des *voladoras*. Il faut, quand cet accident arrive, vider et racler le fond.

Le manège, mis en mouvement par une mule relayée de quatre en quatre heures, doit donc fournir au moins 10 tours par minute. L'amalgame, formé après la première dose de mercure, constitue une espèce de sable cristallin d'un gris cendré très clair. Lorsqu'on charge la seconde dose, on arrête le mouvement, qui est repris en même temps que l'ébullition, aussitôt la charge faite. L'amalgame formé se présente alors à l'état sec et granuleux.

On ajoute ensuite successivement de petites doses de mercure variables, destinées à le réunir en un liquide où le mercure est en léger excès; lorsque ce phénomène se présente d'une façon permanente (pendant une demi-heure), l'opération est considérée comme terminée, ce qui est confirmé par l'essai final (*prueba en crudo*), dans lequel l'essayeur, en écrasant avec le pouce les résidus stériles de l'écuelle contre les parois, ne doit plus noter la présence de *plata verde* (chlorure ou bromure d'argent). Dans le cas où cette présence serait manifeste, l'opération de l'ébullition et l'agitation mécanique devraient continuer, mais sans nouvelle addition de mercure.

Elle dure généralement six heures : on vidange les boues dans des réservoirs, en débouchant l'orifice du *Fondo*, ménagé immédiatement au-dessus du niveau qu'atteint habituellement le bain mercuriel : on épuise ce dernier à la cuiller.

713. E. **Filtration et distillation de l'amalgame.** — L'amalgame, contenant l'argent, est distillé comme à l'ordinaire; l'argent brut contient généralement un peu de cuivre.

714. F. **Raffinage de l'argent.** — On opère le raffinage à l'aide du plomb métallique, pour enlever le cuivre par les litharges.

715. G. **Perte en mercure.** — Le chiffre de 1 1/2 pour 100 (568) sur le minerai d'origine, résulte d'une série d'expériences faites par M. Saint-Clair Duport; ce chiffre correspond à une perte de 5 pour 100 environ sur la quantité du minerai concentré traité au *Cazo*, et à une perte de 75 grammes par kilogramme d'argent extrait. Cette perte relativement faible en mercure est un caractère du procédé en question.

716. H. **Élaboration des résidus.**

1° *Résidus de lavage.* — Ces résidus sont assez riches encore à San Pedro de Potosi (Mexique). M. Laur, après des expériences très soignées, leur a trouvé une teneur moyenne en argent de 750 grammes par tonne; aussi les soumet-on au *Patio*, en compagnie des résidus argentifères prélevés au-dessus du bain mercuriel du *Cazo* ou *Fondo*.

Après dessiccation, jusqu'à consistance convenable pour le traitement en tas, on les incorpore dans une *torta* ordinaire, déjà en préparation. Quelquefois on en fait de petites *tortas* spéciales, qui sont alors piétinées par des hommes et reçoivent de 2 à 2 1/2 pour 100 de sel, mais point de magistral, à cause d'une suffisante teneur en cuivre des liqueurs sortant du *Cazo* et employées pour l'arrosage des *tortas*. Ces élaborations de résidus durent trois mois, à Catorce; elles donnent lieu à une perte de 20 à 25 pour 100 d'argent et à une dépense de 1,25 à 1,50 de mercure, pour 1 d'argent extrait.

2° *Résidus du Cazo* ou *Fondo*. — Les résidus ou boues du *Fondo* contiennent généralement, d'après les essais de M. Laur, à Matahuala : 1kg,250 à la tonne ; ils sont composés : d'oxydes de fer et de plomb, etc., de petites quantités de sulfures argentifères et d'amalgame d'argent pulvérulent. On les lave dans de grands plats en bois, en ajoutant successivement de nouvelles quantités de mercure, dont la somme atteint presque toujours le poids du mercure employé dans l'amalgamation primordiale même.

717. **Coût de l'amalgamation.**

Ce calcul, fait par M. Laur, se rapporte à une opération ou charge de 500 kilogrammes de minerai concentré à la *planilla*.

		piastres ($)	francs	TOTAUX piastres ($)	TOTAUX francs
1. Amalgamation au *Fondo*.	*Main-d'œuvre :* 1 *cazeador* (amalgamateur)	0,500	2,71	0,750	4,07
	— 1 *atisador* (chauffeur).	0,250	1,36		
	Combustible : Bois de palmier . . .	1,562	8,48	1,562	8,48
	Réactifs : Mercure perdu : 2 %, à $ 65 par quintal (46 kg).	0,416	2,26	1,916	10,40
	— *Sel marin :* 75liv à $ 6 par *carga* (de 150 kg). . . .	1,500	8,14		
	Force motrice : Mulets (manutention par jour). . . .	0,187	1,02	0,187	1.02
		4,415	23,97	4,415	23,97
2. Distillation et frais divers.				0,250	1,36
				4,665	25,33

Soit par tonne : 50 fr. 66, sans y comprendre la valeur des minerais, leur transport, etc.

Ces derniers frais sont évalués par M. Laur, pour la mine *Luz* qui alimente l'usine de Catorce, comme suit :

158 tonnes de minerais, prêts à être traités par le *Fondo*, à raison de 4 réaux par charge (0t,158), coûtent, en frais d'exploitation, triage et cassage (facile, à cause de la gangue marneuse de la plus grande partie des minerais) : (4 réaux = 1 franc) . . . . . . 1000fr »

Transport à l'usine, à raison de 3 réaux par charge. . . . . 750 »

Total . . . . 1750fr »

Ce qui met ces frais, par tonne, à : 12,65

Le total s'élève par suite à : 50f,60 + 12f,65 (prix de revient de l'usine de Catorce), soit à . . . . : 63,31

(On traite par an environ 10 000 tonnes du minerai de la mine *Luz*.)

Le rendement en argent étant de 0kg,400 par tonne, à 200 francs le kilogr., soit. . . . . : 80 »

Le *bénéfice* par tonne est de. . . . . : 16f,69

D'après un calcul du même ingénieur, où les frais sont évalués en grammes d'argent, le prix du traitement de la tonne de minerai, à Catorce, coûte :

	GRAMMES D'ARGENT		FR.
Exploitation, triage du minerai	92,59	soit à 0f,20 le gr.	18,518
Transport à l'usine	69,44	—	13,888
Traitement métallurgique au *Fondo* ou *Cazo*, complété par celui du *Patio* sur les résidus	231,47	—	46,294
	393,50	—	78,700
Avec le rendement de.	400 »	Soit	80 »
Il ne resterait que la somme insignifiante de :	6gr,50	Soit	1fr,30

par tonne pour représenter le bénéfice.

Le chiffre de 1f,30 (comprenant le traitement final du *Patio*) et celui de 16f,69 (dans lequel

ce traitement n'est pas compris), seraient donc les limites entre lesquelles oscille le bénéfice de la méthode du *Cazo* ou *Fondo* au Mexique.

Il faut conclure avec M. Laur que des minerais au-dessous de la teneur de 393gr,50 par tonne, chiffre ci-dessus trouvé par lui, ne sont plus traitables, dans ce district du Mexique, par la méthode que nous venons d'étudier. Ce type ne correspond d'ailleurs qu'à la moitié de la teneur des minerais réputés intraitables en Bolivie, quand il s'agit des *colorados*, et au 1/10e, quand il s'agit des *bronces*, alors rejetés complètement aux haldes.

En résumé, la rapidité de réalisation des minerais par le *Cazo* ou *Fondo* et la moindre dépense en mercure, sont les deux caractéristiques de cette méthode.

SECTION V.

AMALGAMATION AMÉRICANO-EUROPÉENNE AUX TONNEAUX.

§ XIV. REESE RIVER PROCESS (ÉTATS-UNIS).

718. Le procédé des *Pans*, appliqué aux minerais de Nevada et du Colorado, a été inventé par Smith : comme principe, il n'est autre chose qu'une modification, — très heureuse au point de vue de la consommation du combustible et de la rapidité de réalisation, — du procédé des chaudières d'amalgamation du *cazo* et *fondo*, bases en réalité de l'invention : il y a suppression de l'intervention du cuivre, et, pour certains minerais, introduction du grillage et chloruration. C'est également, si l'on veut, le système de la tinette norvégienne ou procédé Cooper, avec application de la chaleur. Le grillage préalable caractérisait primitivement la méthode de *Reese River;* puis, sur certains points, on a remplacé les *pans* par les *tonneaux* chauffés, ce qui n'est encore, en réalité, qu'une petite modification de l'appareil amalgamateur. On a donc spécialement appelé du nom de : *Méthode de Reese River*, l'amalgamation faite, soit aux *pans*, soit aux *tonneaux*, avec *emploi de la vapeur* et *grillage préalable, simple* ou *chlorurant*.

C'est la seconde édition de la méthode de Reese River, par les tonneaux, dans les usines de Metacomhill et Pelican Mine, que nous allons étudier en peu de mots, les réactions chimiques de la méthode ayant été indiquées (art. 579). Quant aux appareils, ce sont les mêmes que ceux de Halsbrücke et de Huelgoet, décrits art. 501 et suivants, et représentés fig. 120, 121 et 122.

A. USINE DE METACOMHILL (NEVADA).

719. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Cette usine, située près de Saint-Austin, est installée avec des tonneaux de dimensions plus grandes encore que ceux

de Huelgoet. Les minerais sont quartzeux et contiennent de la proustite, des fahlerz, de la galène, des pyrites de fer et de cuivre : leur teneur est élevée et varie de 3 à 5 kilogrammes d'argent par tonne.

720. B. **Bocardage et classification.** — La trituration se fait à sec sans eau, soit à l'aide des bocards décrits art. 415 et suivants et représentés fig. 60, 61, 62, etc., soit des *Crush mills*, décrits art. 458 et représentés fig. 100, 101, etc. Les minerais sont ensuite passés aux trommels et à des appareils classificateurs à l'air comprimé. Voir art. 506 et fig. 123.

721. C. **Grillage chlorurant ou chloruration.** — Le grillage est pratiqué dans trois espèces de fours : des fours à cinq soles, des fours Brückner et des fours Stelefeld; ces derniers sont préférés; ils ont 7 à 10 mètres de hauteur et passent 20 à 50 tonnes de minerai. Lorsqu'il y a beaucoup de blende, de galène et de pyrites cuivreuses en présence, le four de Brückner, quoique opérant moins vite, est plus avantageux; il exige une moindre température. Nous avons décrit et représenté ces divers appareils, à l'article 426 et suivants, intitulés : *Calcinadores*.

La quantité de sel introduite dans la charge est d'environ 10 pour 100 du poids du minerai.

Les proportions variables de plomb, cuivre, zinc, dans le minerai rendent l'amalgation ultérieure difficile, et exercent surtout leur influence sur la consommation du sel, qui doit être plus considérable.

722. D. **Amalgamation proprement dite.** — Les tonneaux ont $1^m,30$ de diamètre sur $1^m,60$ de longueur ; ils sont en bois, doublés de tôle.

La charge est de 1015 kilogrammes (1 T. anglaise), 200 kilogrammes de mercure et 100 kilogrammes de ferraille; le volume est complété avec de l'eau bouillante, chauffée par un barboteur à vapeur. La rotation dure quatorze heures. — L'amalgame d'argent obtenu contient une notable proportion de plomb et d'autres impuretés; il exige des soins spéciaux d'épuration que nous indiquons plus loin.

723. E. **Lavage des boues.** — Le lavage des boues se fait dans les **settler** décrits art. 468 et représentés fig. 106.

724. F. **Filtration de l'amalgame.** — L'amalgame est filtré et enfermé dans des sacs de coutil; il est alors plongé dans l'eau bouillante, chauffée par un barboteur à vapeur; on écume, jusqu'à ce que la surface du métal devienne brillante. On le soumet ensuite dans d'autres sacs à une filtration nouvelle et à une nouvelle compression, exécutées dans l'eau froide.

725. G. **Distillation de l'amalgame.** — Les cornues cylindriques de Metacomhill sont représentées fig. 79, art. 439; les unes ont les dimensions indiquées; les autres n'ont que $0^m,32$ de diamètre et $0^m,95$ de longueur; le tuyau de dégorgement du mercure à un diamètre de $0^m,65$. L'amalgame, composé de 4 parties de mercure pour 1 d'argent, est chargé par lots de 1000 kilogrammes et distillé

en huit heures ; il retient encore de 1 à 1,25 pour 100 de mercure, qu'on élimine en portant le métal à la température du blanc naissant.

726. H. **Raffinage de l'argent.** — Il se fait au creuset et au four à vent, avec un déchet de 2 à 3 pour 100 environ, sur le poids de l'argent brut.

727. K. **Perte de mercure.** — Elle varie de $0^{kg},375$ à 3 kilogrammes et même 4 kilogrammes, par tonne de minerai traité, suivant les quantités de plomb et cuivre contenues dans le minerai. L'amalgame de plomb rend le liquide des tonnes roulantes pâteux et empêche grandement la réunion des particules disséminées dans la masse. (Voir à ce sujet ce qui a été dit (707.))

B. USINE PELICAN MINE (COLORADO).

728. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Les minerais contiennent d'assez fortes proportions de blende et de galène ; ils ont une teneur moyenne de 3 à 4 kilogrammes d'argent par tonne.

729. B. **Bocardage et classification.** — On les broie au brocard et on les classe, comme à Metacombill et dans des appareils semblables. Le dégrossisseur ou concasseur Blake (décrit art. 459 et représenté fig. 103), y est également fort en usage.

630. C. **Grillage chlorurant ou Chloruration.** — La chloruration se fait dans le four rotatoire de Brückner (art. 429, fig. 78). La charge est double par douze heures et pèse $1^T,50$ à $1^T,70$; la vitesse de l'appareil est d'un tour par minute. Lorsque la matière, après élimination de la presque totalité du soufre, a la tendance de s'agglomérer, on ajoute 6 à 10 pour 100 de sel marin. L'opération totale est terminée en 16 ou 20 heures : l'odeur dominante de chlore libre et l'aspect spongieux de la masse en indiquent la fin. On passe le tout au **classificator**, improprement appelé **trommel**, décrit art. 506 et représenté fig. 123. On renvoie au bocard les gros et les parties agglomérées.

731. D. **Amalgamation proprement dite.** — L'amalgamation, sur les menus sortis du **trommel**, se fait dans des tonneaux encore plus grands que ceux de Metacomhill : ils ont $1^m,20$ de diamètre et 2 mètres de longueur.

La charge est de 1 T. de minerai, $1^T,50$ d'eau chaude et de ferraille. Après une rotation des tonnes pendant deux heures, on introduit 10 pour 100 de mercure, et on les remet en mouvement, durant seize heures, avec les mêmes vitesses et règles qu'à Halsbrücke, dont on a copié presque exactement la méthode. On délaye finalement les boues avec de l'eau, pendant une heure, et on vidange.

732. E. **Lavage des boues.** — Il se fait dans les **settlers**, décrits art. 468 et représentés fig. 106.

733. F. **Filtration de l'amalgame.** — On prend les mêmes précautions, de lavage à l'eau chaude et de compression à l'eau froide, qu'à l'usine de Metacomhill; l'épuration s'achève, en redissolvant l'amalgame à plusieurs reprises dans une masse de mercure frais et filtrant chaque fois; si l'amalgame est souillé de matières grasses, on le lave avec des lessives alcalines. Il tient 5 parties de mercure pour 1 d'argent.

734. G. **Distillation de l'amalgame.** — Le rendement en argent est de 88 pour 100 de l'argent contenu dans les minerais, à l'appareil de distillation primitivement installé dans les conditions décrites à l'art. 440, fig. 80 ; il a été remplacé ultérieurement par l'appareil à cornues, décrit à l'article 439, fig. 79 : le rendement a été augmenté de 2 pour 100.

735. H. **Raffinage de l'argent.** — On le fait au creuset, comme à Metacomhill, avec les mêmes déchets (2 à 3 pour 100).

736. K. **Perte de mercure.** — Elle est estimée à $0^{kg},75$ comme minimum, 3 kilogrammes en moyenne et 4 kilogrammes au maximum, par tonne de minerai traité.

737. Nous n'avons pas d'éléments suffisants pour constituer un prix de revient exact. (Voir le Mémoire de M. Burthe, cité plus loin.)

§ XIV. KRÖNCKE PROCESS (CHILI).

738. Il nous reste à examiner le procédé Kröncke, en vigueur dans quelques usines chiliennes et qui s'exécute également à l'eau chaude, avec des tonnes roulantes. Ici les modifications à la méthode de Halsbrücke et de Huelgoet sont un peu plus radicales; il n'y a plus ni grillage ni chloruration par voie ignée, comme dans ces deux usines et dans celles de l'Amérique du Nord appliquant le *Reese River Process* que nous venons d'étudier : la chloruration se fait par voie humide.

Les divers procédés aux tonneaux étudiés jusqu'ici comportent à la rigueur un travail sans vapeur ou sans eau chaude indispensable dans l'intérieur des tonnes roulantes, et, à cet égard, ceux précédemment étudiés de Reese River (Metacomhill et Pelican Mine) devraient être alors classés à côté de Halsbrücke et de Huelgoet, parmi les procédés d'amalgamation à froid.

Une des caractéristiques essentielles du procédé Kröncke est précisément l'emploi indispensable de la vapeur, pour chauffer la bouillie ou pulpe des tonnes roulantes; il présente, en outre, trois autres modifications remarquables, savoir :

2° La suppression de la chloruration ignée (comme dans le procédé de Huelgoet (ancienne manière) et son remplacement par une chloruration par voie humide, se faisant *simultanément* avec l'amalgamation (comme dans le procédé du *Cazo* ou *Fondo*); 3° la chloruration double par voie humide, à l'aide du sel marin et du chlorure de cuivre (comme dans les procédés des *Pans*, *Washoë Process*, par exemple, où

toutefois le chlorure de cuivre est également fourni par la décomposition du sulfate ou vitriol blanc), et 4° la suppression partielle du fer métallique dans les tonneaux et l'adjonction, comme réductifs, de plomb et surtout de zinc, et mieux encore des amalgames de ces deux métaux : ce qui rabaisse la perte de mercure de 150 pour 100, type des autres procédés, à 26 pour 100. Comme il est naturel de le présumer, l'amalgame d'argent obtenu est assez impur et chargé des trois métaux : zinc, plomb et cuivre, ce qui oblige à une épuration tout à fait spéciale.

Nous allons décrire le procédé Krönckc en usage au Chili, tel qu'il résulte des divers écrits suivants :

Berg-and Huttenmännische Zeitung, 1871, p. 29 ; 1872, p. 304 ; 1873, p. 54, 65 ; 1877, p. 436, et surtout l'excellent livre : Metallhüttenkunde de M. Bruno Kerl, t. II, p. 339 et 340.
Dingler Journal, p. 212, 46 et 226, 401 (supplément).
Revue universelle, 1872, t. XXXI, p. 489.
Preussische Zeitschrift, 1876, Bd 24, p. 487 ; Bd 27, p. 158.
Oesterreiche Zeitschrift, 1873, n° 51.
Raimond, *Statistics of mines*, Washington, 1872.

Nous avons insisté sur les réactions chimiques aux articles 576 et 577 : nous n'y reviendrons donc pas ; nous avons également indiqué, à cet endroit, les dimensions des tonnes roulantes, notablement plus grandes que celles d'Europe.

739. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Les minerais sont surtout ceux de la classe γ, c'est-à-dire ceux qui contiennent de grandes proportions de soufre, antimoine et arsenic : l'argent rouge, la miargyrite, le sulfure, l'antimoniure, l'arséniure d'argent et, en général, toutes les espèces minérales désignées sous les noms de Stylotypite, Charnacillite, etc., à Copiapo, Tres Puntas, Charnacillo, etc. (Voir le tableau, art. 93, 94 et 95).

Ces minerais sont toutefois fréquemment mélangés à des chlorures d'argent, plus ou moins finement disséminés dans la masse. Dans ces conditions fort complexes, les méthodes ordinaires d'amalgamation : *Patio*, *Cazo* ou *Fondo*, *Cooperprocess*, etc., ne donnent que des résultats peu satisfaisants. Le procédé Kröncke réussit, sous la condition, assez difficile à remplir, d'opérer sur une grande échelle et sur des proportions constantes en soufre, antimoine et arsenic.

740. B. **Porphyrisation.** — Le minerai est broyé dans des *trapiches*, dont nous avons donné la description (art. 505).

Le broyage se fait sous l'eau. Les schlamms sont recueillis dans de grands bassins de dépôt, où l'eau s'évapore, et d'où on les tire à l'état sec pour l'opération des tonneaux.

741. C. **Amalgamation chlorurante.** — On prépare la dissolution de chlorure de cuivre, l'un des deux chlorurants mis dans les tonnes, de la façon suivante :

On dissout dans l'eau à saturation un poids de sel marin équivalent à 5 pour

100 du poids du minerai à traiter. D'un autre côté, on prépare une dissolution de sulfate de cuivre ou vitriol bleu, à 22° Baumé. Les deux liquides sont mélangés, et la liqueur obtenue est soumise, dans une cuve en bois et en présence de cuivre métallique, à l'action de la vapeur d'eau (à 3 atmosphères), pour produire une ébullition continue et la transformation complète du bichlorure de cuivre en protochlorure.

Pour s'assurer du fait, une prise d'essai, de 50 centimètres cubes de la liqueur, est versée dans un litre d'eau : elle doit donner lieu à un précipité blanc.

On acidule la liqueur ainsi fabriquée à l'aide d'une petite addition d'acide sulfurique. Nous avons dit (art. 575) que la liqueur cupro-saline qui se produit dans les tonnes, lorsqu'on vient à mélanger la liqueur de chlorure de cuivre ci-dessus indiquée à celle de chlorure de sodium, jouit de la propriété de séparer l'antimoine et l'arsenic et l'argent sulfuré du minerai à l'état de chlorure ; que le chlorure d'argent, produit de la sorte artificiellement, aussi bien que celui qui naturellement se trouve dans la masse, en présence des réductifs fer, zinc, plomb, etc., se transforme rapidement en argent métallique, aisément et s'incorpore facilement au mercure présent, à l'état d'amalgame.

742. Voici la marche du travail :

La charge est de 4 tonnes de schlamms secs et d'une quantité de liqueur salée suffisante à produire une bouillie assez épaisse. On verse ensuite la solution cuivreuse, dans des proportions déterminées par l'argent en présence et la qualité des gangues. L'oxyde de fer, la magnésie n'ont point d'action sur le chlorure de cuivre ; il n'en est pas de même de la chaux qui le décompose. Pour des minerais à 20 kilogrammes d'argent à la tonne et à gangues variées, la dose est généralement de 28 à 30 litres de liqueur cuivreuse.

Les bondes fermées, on fait tourner les tonnes pendant une demi-heure, puis on leur donne : 1° le mercure nécessaire, c'est-à-dire 20 à 25 fois le poids de l'argent en jeu, et 2° les doses de zinc ou plomb ou d'amalgame de zinc et d'amalgame de plomb, qui se calculent à 25 pour 100 du poids de l'argent en jeu.

L'amalgamation est terminée, après une rotation prolongée de six heures, à raison de 4 à 5 tours par minute. On fait alors la vidange du mercure et des boues.

743. D. **Lavage des résidus.** — Le lavage des boues ou résidus se fait dans des **stettler**, analogues à celui qui a été décrit art. 468 et représenté fig. 106. Les boues ont encore une teneur générale moyenne de 400 à 600 grammes d'argent par tonne ; toutefois cette teneur descend à 150 ou 200 grammes, pour des minerais d'une teneur primordiale ne dépassant pas 5 kilogrammes d'argent à la tonne.

Une assez grande quantité de particules fines de mercure entraînées avec les boues du **settler**, sont partiellement récupérées d'une manière assez originale. On fait écouler les eaux de la décharge pour les perdre à travers un chenal contenant du gros gravier ; celui-ci retient et loge, dans les interstices du lit pierreux, les petites molécules de mercure et d'amalgame échappées et qui se groupent et s'accumulent, en formant à la longue des sphères suffisamment grosses, pour qu'en plaçant ensuite ce gravier au contact de zinc amalgamé, ce dernier les absorbe.

744. E. **Filtration et purification de l'amalgame d'argent.** — La récolte du mercure contenant l'amalgame se fait comme dans les usines du continent; la filtration se fait aussi à l'aide d'un sac de toile forte, dans le but d'isoler l'excès considérable de mercure de l'amalgame brut.

C'est encore le chlorure de cuivre qui joue ici le rôle de réactif purificateur, pour enlever le zinc et le cuivre contenus dans l'amalgame. Nous avons indiqué à la fin de l'article 577 les réactions par lesquelles cette association à divers métaux de l'argent se produit.

L'épuration de l'amalgame se fait de la manière suivante : on l'introduit dans un **settler** de petites dimensions, avec 10 pour 100 de mercure nouveau, et on le bat et brasse avec les ailettes ou sabots de l'agitateur marchant à grande vitesse, sous un courant très abondant d'eau, jusqu'à ce que celle-ci s'échappe tout à fait claire. On vide l'eau et on bat à nouveau, pendant cinq heures, avec une dissolution de carbonate d'ammoniaque : l'opération se termine par un lessivage à l'eau. Une nouvelle filtration du mercure contenant l'amalgame épuré, pour le séparer du mercure en excès, donne un amalgame final, qui est concentré dans une essoreuse ou turbine à force centrifuge : cette épuration abrège de beaucoup la durée du raffinage ultérieur de l'argent.

745. F. **Distillation de l'amalgame.** — L'opération se fait dans une cloche (*capellina, caperuza* (Voir ces mots dans le Glossaire, art. 437, fig. 76), et d'une façon tout à fait analogue à celle usitée dans les Haciendas marchant par la méthode du *Patio*.

746. G. **Raffinage de l'argent.** — Il se fait dans un petit four à réverbère, sans soufflerie et avec une sole en briques réfractaires, remplaçant les marnes ou les os. La charge d'argent brut est de 3250 kilogrammes. Lorsque le bain est fondu, on le couvre d'une couche de borax, et on brasse avec un ringard en fer. L'arsenic est enlevé aux dépens du fer de l'outil, qui fournit ainsi de l'arséniure de fer, sous forme de scories ou croûtes, qu'on enlève au fur et à mesure de leur production. L'argent, lorsqu'il a atteint le degré voulu de fin, est coulé dans des lingotières.

747. H. **Perte d'argent.** — On estime la perte en argent à 2 pour 100 du contenu total du minerai traité : c'est fort peu, à côté des pertes en métal précieux des autres méthodes d'amalgamation, et de plus l'argent est réalisé avec une grande rapidité, ce qui est d'une importance grande au point de vue financier.

748. K. **Perte de mercure.** — On calcule la perte en mercure de 12 à 35 pour 100 du poids de l'argent extrait. C'est également moins que dans les autres méthodes, où cette perte est quelquefois quintuple et même décuple.

Le mercure ayant servi cinq ou six fois, c'est-à-dire ayant parcouru cinq ou six fois le cycle de toutes les opérations, se charge d'impuretés, qui le rendent alors impropre à un bon travail de dissolution de l'argent. On avive sa faculté d'absorption, dans ce cas, en incorporant de l'amalgame de sodium, à raison de 200 grammes par tonne de mercure : une distillation spéciale le régénère, lorsqu'il est trop impur.

749. — Nous ne donnons point de prix de revient de l'opération avec le système Kröncke, faute de renseignements suffisants. En résumé, dégagé de la chloruration ignée, ce procédé apparaît comme variante économique et rapide de la méthode des tonneaux.

SECTION VI.

PROCÉDÉS AUX PANS.

§ XV. PROCÉDÉ DIT WASHOE PROCESS (ÉTATS-UNIS).

750. — La méthode des **Pans** est due à Schmidt, ainsi que nous l'avons dit : c'est l'*arrastre* amalgamateur et la *tina norvégienne*, avec application de réactifs chlorurants et de la chaleur, dans des appareils très variés de forme. Les réactions chimiques ont été étudiées art. 576 et suivants. Nous nous contenterons de décrire la marche générale de l'opération, telle qu'elle se pratique, sous le nom de *Washoë process*, dans les districts de Nevada, Colorado et Utah, aux usines de Comstock Mill (Virginia City, Washoë district, Nevada), à Owyhee (district d'Idaho), à Ontario-mill (Utah) ; à Manhattan Mill (Austin district, Nevada), avec de légères variantes d'exécution, mais des manipulations analogues en somme à celles que nous allons spécifier pour l'usine de Consolidated Virginia.

Il a été dit que l'absence de grillage et de chloruration sèche était la caractéristique de la méthode aux **Pans**, connue sous le nom de *Washoë process*, ce qui rendait cette méthode très avantageuse, vu la cherté sur les lieux de la main-d'œuvre et du combustible ; mais que, depuis, on a dû introduire ces manipulations pour certains minerais. Sur le grillage spécial à la vâpeur, nous avons rapporté, art. 579 et suivants, les réactions chimiques étudiées par M. Rivot ; nous avons décrit, art. 434 et suivants, le four à grillage de l'illustre professeur et donné les dessins correspondants, fig. 89, 90, 91 et 92. Relativement à la chloruration par voie sèche, récemment introduite, les considérations indiquées, art. 448 et suivants, sont à appliquer ici et plus spécialement au cas de Manhattan Mill.

751. Les renseignements bibliographiques, servant de base à l'étude que nous allons faire, sont fort nombreux ; mais c'est à l'illustre professeur du Hartz, à M. Bruno Kerl (*Metalhüttenkunde*, p. 341 et suiv.), que nous empruntons principalement nos données, si patiemment recueillies par lui dans son ouvrage. Citons encore :

M. J.-B. Burthe, *Notice sur les gisements des minerais d'argent de la Californie, leur exploitation et leur traitement métallurgique* (*Annales des Mines*, 7e série, tome VI).

Raymond, *Statistics of Mines and Mining*, Washington, 1872.

Egleston, *Amalgamation of silver ores in Nevada and Colorado*, London, 1879 et *Annales des Mines :* Comparaison des procédés de Washoe et de Reese River, n° 4, 1874.

Kustel, *Nevada and California Processes of silver and gold extraction*, San Francisco, 1883.
Hague, *Mineral Industry*, 1870.
Lock, *Gold*, New-York et London, 1873.
Berg-und Hüttenmannische Zeitung, 1866, p. 328; 1866, p. 396; 1869, p. 282; 1871, p. 277; 1871, p. 313; 1872, p. 55; 1872, p. 369; 1874, p. 429, 449; 1878, p. 283; 1879, p. 372; 1880, p. 109.
Mineral and scientific Press, San Francisco, 1871, nº 15.
Engineering and Mining Journal, New-York, 1880, v. 29, nºs 18, 20.
Preussische Zeitchrift, 26, 57, etc., etc.

752. Ce que nous allons dire s'applique spécialement à l'usine Comstock Mill, où s'exploitent les fameux minerais de *Comstock lode*, dont l'abondance a, dit-on, contribué à la baisse récente de l'argent.

Les mines de Nevada, découvertes en 1859, ont donné, en 8 ans : 378 millions d'argent. Le célèbre filon *Comstock* a donné à lui seul 500 000 tonnes de minerai, d'une valeur de 350 millions de francs ; ce filon s'étend sur 2 kilomètres de longueur et a présenté une puissance de 15 mètres, sur certains points. Les produits de ce district, qui ont fait craindre dans l'origine une baisse considérable de l'argent et créé une réelle panique, ont été les suivants :

Années.	Millions de francs.
1859	0,267
1860	0,535
1861	13,171
1862	34,775
1863	66,675
1864	85,600
1865	89,800
1866	87,275
Total en 8 ans	378,098

Mais ce rendement est aujourd'hui en notable décroissance ; d'après les derniers renseignements, la moyenne de production de *Consolidated Virginia*, qui renferme *Comstock lode*, est de 25 millions par an, depuis 1867 ; elle s'est élevée à 27,15 en 1873 et 1874 ; à 92,31 pour 1875 et est retombée à environ 25 millions depuis cette époque. Du reste, une augmentation, même soudaine de 40 à 100 millions de francs par an, ne saurait être sur le marché général monétaire, une cause durable de baisse du métal argent, pour des raisons qu'on trouvera élucidées dans notre livre : l'*Argent et l'Or ; Production, consommation et circulation des Métaux précieux*. Dunod, éditeur, 1885.

753. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Les minerais cuivreux et les minerais plombeux argentifères, triés soigneusement, sont soumis à des opérations spéciales de fonte, pour cuivre et pour plomb.

Les minerais soumis à l'amalgamation sont peu sulfureux ; le fer et l'argent seuls y sont à l'état de sulfure, en compagnie de l'argent natif.

A *Consolidated Virginia*, les minerais sont quartzeux, quelque peu pyriteux. Les

espèces minérales d'argent contenues sont : argent natif, argyrose, polybasite, stéphanite, proustite, etc. Leur valeur moyenne est de 56 $ en or et argent par tonne, soit $304^{fr},08$, ce qui correspond à 836 grammes d'argent et $41^{g},36$ d'or[1].

754. B. **Trituration.** — Le grain du minerai doit être très fin, pour que l'action des liqueurs chlorurantes et celle réductive du fer soient intimes et par suite rapides. Après un concassage à l'appareil Blacke, décrit art. 459 et représenté fig. 103 (ou tout autre : Anduze, Jacometti, Dodge, etc.), le minerai passe aux moulins (**mills**), bocards californiens décrits dans tous leurs détails, art. 415 et suivants et représentés fig. 60 à fig. 75.

Les schlamms sont reçus dans de grands réservoirs (**tanks**), d'où les boues, très fines (**slimes**), sont conduites dans des bassins ou dépotoirs.

Ces boues fines sont quelquefois retraitées par amalgamation, mais rarement, et dans ce cas, après une longue exposition à l'air, suivie d'une chloruration préalable par voie sèche.

755. C. **Amalgamation proprement dite.** — Nous n'insistons pas sur les phénomènes de l'almagamation et de la chloruration menées de front dans le même appareil : nous avons indiqué, art. 576, les réactions chimiques en jeu. On emploie, dans quelques usines, et entre autres à *Virginia Consolidated*, le mercure allié à 1 pour 100 de sodium métallique, comme pour l'or ; toutefois l'action du sodium n'est pas aussi efficace pour la dissolution de l'argent que pour celle de l'or. Dans l'appareil Bazin, décrit art. 481 et représenté fig. 113, l'amalgamation avec sodium et courant électrique se fait dans des conditions rapides, sur des schlamms qui ont été au préalable chlorurés et réduits par le fer ou tout autre métal réductif (zinc, plomb, cuivre), dans un malaxeur situé en contre-haut. Cet appareil, qui n'est encore qu'à l'état d'essai très réussi, paraît devoir être préféré.

La plupart des *Pans* employés, et leur nombre est considérable, exécutent l'opération simultanée de chloruration et d'amalgamation. Nous avons donné, art. 474 et suivants jusqu'à 481, et représenté fig. 107 à fig. 113 inclusivement, les appareils les plus en renom ou les plus usités. Pendant l'opération, on les couvre avec des couvercles en bois ou en tôle. Tous présentent en général deux petits volants-manivelles, formant la tête de l'axe porteur des sabots : l'une sert à descendre l'agitateur graduellement au niveau voulu ; l'autre sert à le relever. Dans la première période, qui est de porphyrisation de la *pulpe* (c'est le nom qu'on donne au mélange de minerai et de liqueur cupro-saline), les sabots sont toujours plus rapprochés du fond que dans la seconde période dite d'amalgamation.

C'est la chaudière ou le *Pan* de Horn qui était autrefois le plus en usage à Consolidated Virginia ; elle ne diffère en réalité des *Pans* que nous avons représentés

1. En comptant le gramme d'argent à $0^{f},20$ et celui d'or à $3^{f},30$, la teneur de l'or représentant en moyenne 45 pour 100 de la teneur, la teneur du minerai serait :

Argent.	836 gram.	à $0^{f},20$	$167^{f},26^{c}$
Or.	41,36	à 3,30	136 ,82
			$304^{f},08^{c}$

que par la disposition des sabots, en 4 segments d'hélice en acier, armés à la base de talons en bois dur, frottant sur un fond plat.

Pour un chargement de 2 T. de schlamms, il faut que le *Pan* ait au moins $1^m,50$ de diamètre et $0^m,75$ de profondeur; il exige 3 chevaux-vapeur de force motrice. Avec le petit *Pan* de *Wheeler* (art. 475 et 476), représenté fig. 107 et 108, qui a été également longtemps en usage à Consolidated Virginia, on ne chargeait qu'une tonne de minerai; les dimensions étaient: $1^m,20$ de diamètre et $0^m,60$ de profondeur; la force motrice nécessaire était de 1 1/2 cheval-vapeur.

756. Voici la marche du travail :

La charge faite, après avoir, à cet effet, soulevé l'agitateur (**runner**), on ajoute de l'eau en quantité suffisante pour faire une bouillie assez épaisse, qui reçoit le nom de **pulp**. Le sel ajouté varie en poids de 1 kilog. à $1^{kg},60$ pour une charge de 1 1/2 à 2 tonnes, suivant la nature du minerai ; le sulfate de cuivre ou vitriol ajouté varie de $0^{kg},30$ à $1^{kg},40$.

On introduit la vapeur, soit par un barboteur, soit dans le double fond, suivant l'appareil, jusqu'à ce qu'on atteigne l'ébullition : on laisse alors baisser la température du bain (94°). L'agitateur reçoit une vitesse de 60 à 90 tours par minute et pendant deux ou trois heures : ceci termine la première période de porphyrisation.

La seconde période commence par l'élévation de l'agitateur à une plus grande hauteur au-dessus du fond, et l'incorporation du mercure sodique en petits jets, au centre de l'axe, à raison de 27 jusqu'à 36 kilogrammes, suivant la teneur en argent. Le mouvement rotatoire continue pendant trois heures.

On fait alors la décharge de l'amalgame, en élevant plus haut encore l'axe de l'agitateur; on vide le mercure dans le **settler**, et on arrête l'écoulement, aussitôt que les boues se présentent.

757. D. **Lavage des résidus.** — La vidange des boues se fait dans des machines ou cuves appelées **settler, agitator, concentrator** (celui de Koch est assez répandu) ou **separator,** qui tous ressemblent plus ou moins à celui qui est décrit art. 468 et représenté fig. 106. Les boues ou **tailings**, après exposition à l'air et les plus riches en argent, après essai, sont repassées de nouveau à la liqueur cupro-saline dans le **pan.** Le mercure, recueilli avec son amalgame, reçoit un traitement semblable à celui de l'opération directe, mais séparé, à cause de l'impureté relativement plus grande de celui fourni par les boues.

758. E. **Filtration de l'amalgame et Épuration**. — On le soumet, dans un **settler**, à une agitation de cinq heures, avec un excès de mercure et d'eau : les boues, éliminées par ces épurations, passent également aux **agitators**, pour une prochaine opération (D). Après avoir recueilli l'amalgame dans un petit chaudron, où on le lave à grandes eaux, on le filtre à travers un sac de coutil et on le comprime à l'aide d'une presse à vapeur; le mercure qui passe est envoyé au réservoir avec une pompe à mercure ou au moyen d'une pression d'air, d'eau ou de vapeur.

759. F. **Distillation de l'amalgame.** — La séparation du mercure d'avec l'argent se fait dans des fours à cornues en fonte, décrits art. 439 et représentés

fig. 79. Trois ou quatre cornues sont juxtaposées dans un même four; elles ont $1^m,50$ de long, $0^m,30$ de diamètre, et $0^m,02$ d'épaisseur de fonte. Le tube adducteur ou de condensation du mercure à $0^m,30$ de diamètre. L'argent amalgamé est placé dans une bassine demi-cylindrique en tôle, qui est chargée avec son contenu (550 à 900 kil.) dans la cornue. L'opération de distillation dure de huit à dix heures.

760. G. **Raffinage de l'argent.** — Le raffinage s'exécute dans un grand fourneau à vent, pouvant recevoir à la fois 8 creusets en graphite. Chaque creuset est chargé en argent brut, de manière à fournir deux lingots du poids de 56 à 62 kilogrammes d'argent fin ; le flux employé est du borax.

761. H. **Perte d'argent.** — Le rendement des minerais de Comstock a été, en 1874, de 75 pour 100 de l'argent contenu dans le minerai. C'est un rendement maximum ; il a été légèrement augmenté, lorsqu'on s'est mis à pratiquer la chloruration sèche, ainsi qu'il sera dit ci-après. (Procédé mixte de Washoë et Reese River.)

762. K. **Perte de mercure.** — On l'estime à 500 grammes par tonne de minerai.

763. — Nous ne pouvons donner de prix de revient, faute de renseignements suffisants.

Les variantes de Owyhee et Ontario Mill seront indiquées au Tableau général ci-après des usines d'amalgamation.

§ XXVI. PROCÉDÉ MIXTE (WASHOË ET REESE RIVER).

764. — Nous n'avons qu'à indiquer ici le fait de l'introduction de la chloruration dans le procédé de Washoë et du remplacement des tonneaux par des *Pans* dans le procédé de Resse River, pour que, d'après les détails donnés, le lecteur se rende facilement compte de l'influence de ces modifications.

I. VARIANTE WASHOË.

765. Le grillage et la chloruration préalables, dans le procédé de Washoë, pratiqués tous deux à l'usine de Ontario Mill (Utah), ont donné de très bons résultats.

766. A. **Détails spéciaux. Minerais.** — Les minerais sont de la classe γ. c'est-à-dire chargés en galène, carbonate de plomb, oxyde de cuivre rouge ; la chlorure, le sulfure et l'antimoniure d'argent constituent les éléments principaux de la richesse du minerai, mais fort irréguliers dans leur composition ; avec la profon-

deur des gîtes, l'abondance des arséniures et antimoniures a considérablement augmenté.

767. B. **Trituration**. — On bocarde dans des appareils semblables à ceux indiqués au paragraphe précédent.

768. C. **Chloruration**. — On chlorure par voie sèche, dans les fours Stetefeld, décrits art. 427 et représentés fig. 76 et 77.

769. D. **Amalgamation proprement dite**. — La charge dans de grands **pans** de Wheeler, décrits art. 476 et représentés fig. 109, est de $2^{T},125$ de minerais chlorurés, auxquels on donne $2^{kg},50$ de sulfate de cuivre ou vitriol bleu et 30 kilogrammes de sel : cette dernière proportion est considérable et exigée par la présence des matières rebelles à l'amalgamation.

La seconde période, qui commence comme d'ordinaire par l'incorporation du mercure, dont la dose est de 117 kilogrammes, prend environ le tiers du temps de l'opération totale, qui dure douze heures.

770. E. **Lavage des boues**. — Mêmes manipulations que dans le paragraphe précédent.

771. F. **Filtration et épuration de l'amalgame**. — Idem, idem.

772. G. **Distillation de l'amalgame**. — Elle se fait dans des cornues en fonte de $1^{m},20$ de long, $0^{m},38$ de largeur sur 500 à 550 kilogrammes d'amalgame comprimé.

773. H. **Raffinage de l'argent**. — Comme au paragraphe précédent.

774. K, **Perte en argent**. — Elle n'est plus que de 16 pour 100, au lieu de 25 pour 100.

775. L. **Perte en mercure**. — De 400 à 500 grammes par tonne de minerai.

II. VARIANTE REESE RIVER.

776. La suppression des tonneaux et leur remplacement par les **pans**, dans le procédé de Reese River, amène forcément un procédé identique à celui que nous venons de décrire.

C'est à Manhattan Mill (Austin district, Nevada), que cette modification des tonneaux a été introduite; elle a donné de bons résultats.

777. A. **Détails spéciaux. Minerais**. — Les minerais sont quartzeux et four-

nissent l'argent à l'état de proustite, antimoniure d'argent, fahlerz argentifères, galène, pyrites de cuivre et de fer, etc., le tout intimement mélangé ; ce sont des minerais de la classe γ, très rebelles à l'amalgamation, mais fort riches en argent.

778. B. **Trituration et préparation mécanique.** — Les minerais sont préparés mécaniquement par voie sèche, d'après un système connu sous le nom de Krom, qui est caractérisé par l'emploi de cylindres broyeurs, de trommels classificateurs et de machines séparatrices, marchant à l'aide de l'air ou du vent.

779. C. **Chloruration ignée.** — Elle se fait dans les fours Stetefeldt et Brückner, décrits art. 427 et 429, représentés fig. 76, 77 et 78.

M. Patschen a récemment proposé de supprimer de nouveau la chloruration ignée et de traiter par le chlorure de cuivre seul, ce qui donnerait, d'après lui, les mêmes avantages de rendement et entre autres moins de frais de combustible.

780. D. **Amalgamation proprement dite.** — Mêmes détails que dans le procédé ci-dessus intitulé : Variante Washoë, c'est-à-dire travail dans le **pan** de Weehler, au lieu de tonnes roulantes.

781. E. **Lavage des boues.** — Comme dans ce dernier procédé.

782. F. **Filtration de l'amalgame.** — Mêmes opérations que pour les usines de Metacom Hill et Pelican Mine, procédé Reese River, § XIV.

783. G. **Distillation de l'amalgame.** — Idem, idem.

784. H. **Raffinage de l'argent.** — Idem, idem.

785. K. **Perte en argent.** — 2 à 3 pour 100.

786. L. **Perte en mercure.** — 4 kilogrammes par tonne de minerai traité.

RÉSUMÉ GÉNÉRAL

OU TABLEAU SYNOPTIQUE DES PRINCIPAUX ÉTABLISSEMENTS, USINES, HACIENDAS, ETC., DANS LESQUELS ON PRATIQUE L'AMALGAMATION.

LOCALITÉS	NATURE DES MINERAIS	GRILLAGE OU CHLORURATION	APPAREILS	TRAVAIL DES RÉSIDUS	RAFFINAGE DE L'ARGENT	AUTEURS D'OÙ PROVIENNENT LES RENSEIGNEMENTS SPÉCIAUX	OBSERVATIONS ET NOTES
I. MINES ou HACIENDAS pratiquant le procédé du PATIO.							
A. Mexique.							
1. PROVINCE DE GUANAXATO :						Dr J. Percy (*Métall. de l'Arg.*); Laur; Clément; Newall; Burkart; Contreras; St-Clair Duport; J. Phillips: A. de Humboldt: E. Tilman; Clémes.	Pour la production en argent du Mexique, voir l'*Argent* et l'*Or*, etc. Travail à forfait (*Maquila*).
La Rocha	Aurifère.	»	»				
San Juan	»	»	»				
2. PROVINCE DE ZACATECAS :						Dr J. Percy (*Métall. de l'Arg.*); St-Clair Duport: Laur; Newall; Clément; Burkart; J. Phillips; A. de Humboldt: Petherick.	
La Sauceda	»	»		*Marmajas* (640).			
Fernandez	»	»		»			
La Grauja	»	Grillage de cert. miner.		»			La *Veta Grande*, si célèbre, est maintenant stérile à 337m de profondeur.
San Clemente	(*Veta-Grande*). Minerais pyriteux et cuivr. actuell.	»		»		»	»
San Nicolas	»	»		»	»	»	»
Quebradilla	»	Grillage quelquefois.		»	»	»	»
Bote	Minerais blendeux. Les *negros* à la surface sont aurifères (381).	»	»	»	»	»	»
San Bartolo		»	»	»	»	»	»
Carniceria		»	»	»	»	»	»
San Rafaël		»	»	»	»	»	»
Malanoche		»	»	»	»	»	»
San Martin		»	»	»	»	»	»
Cantera		»	»	»	»	»	»
Gallega	»	»	»	»	»	»	»
Fresnillo	...	...	Marchant à la vapeur, *Arrastres*, etc.	»	»	Newall; Dr J. Percy.	Arrêté en ce moment (1879. Newall, p. 588, Dr J. Percy, *Métallurgie de l'Argent*).
Guadalupe y Calvo	...	...	On a abandonné (V. notes finales) le procédé des tonneaux.	»	»	»	»
Ramos	»	»	»	»	»	St-Clair Duport; Newall; Dr J. Percy.	Arrêté en ce moment (1879. Newall, p. 588, Dr J. Percy, *Métall. de l'Arg.*). On a trouvé une *Silberkammer*, appelée *Cocinera*, dont les minerais allaient directement à la coupelle.
Sombrerete	Aurifère : actuellement très plombifère.	Grillage.	Les tonneaux ont été rejetés. Fusion plombeuse actuellement et *Patio*.	»	»	»	»
3. PROVINCE DE MEXICO :							
Real del Monte	Minerais : α, β; maintenant surtout γ. Les α (*Colorados*) ont une teneur moyenne de 1kg,57 par T.		α vont au *Patio*; (les *Colorados*) β, vont aux tonneaux; γ vont à la fonte plombeuse.		Contient 0,002 d'or.	Buchan; Richter; Hübner; J. W. Taylor; P. Clément; Dr J. Percy; B. Kerl.	La *Veta Biscaïna*, si célèbre, dont le comte de Regla a tiré en 19 ans (176? à 1781) 85 millions, a beaucoup diminué de rendement.
Pachuca	»	»	»	»	»	»	»
Atonilco-el-Chico	»	»	»	»	»	»	»
Tasco	Calcaires avec argent rouge; blendes et galènes.	»	»	»	»	A. de Humbodt; Dr J. Percy.	»
4. PROVINCE DE SAN LUIS DE POTOSI :							
Catorce	*Colorados* avec *plata azul*.	»	»	»	»	St-Clair Duport; A. de Humboldt; Dr J. Percy.	»
Charcas	»	»	»	»			
Minas Grandes	Miner. blendeux. *Negros* de 1kg,5 à 2kg d'arg. par T.	Grillage.	»		»	»	»
Santa Rosa		»	»	(V. 632). Les résidus tiennent encore 1kg d'argent par T.		Dr J. Percy; Laur.	
5. PROVINCE DE CHIHUAHUA.							
Batopilas	Aurifère à la surface.	»	»	»		Ward; Dr J. Percy.	On a trouvé un bloc de 148kg d'argent natif (63).
6. PROVINCE DE LA SONORA :							
Alamos	Minerais α, β et aujourd'hui surtout γ.		Les minerais au *Patio* tiennent 1kg,72 d'arg. par T. Les minerais γ passent aux *Pans* et au procédé Patera. (*Kneading Engine.*)	»		Dr J. Percy; Clèmes.	Le filon *Veta Grande del Promontorio* est fort riche.
Tirito							
Almada		»					
7. PROVINCE DE DURANGO.							
Guanisivi	»	»	Les minerais γ passent au procédé Patera.	»	»	Dr J. Percy; B. Kerl.	»
8. PROVINCE DE OAXACA :							
Yatepaxi	Ocres rouges.	»	»	»	»	A. de Humboldt; Dr J. Percy	»
B. Pérou.							
DISTRICT DE ANCACHS :							
Environs de Sta Rosa de Recuay	(Voir 620).					Du Chatenet; Ratcliff: Dr J. Percy.	Pour la production en argent du Pérou, voir l'*Argent* et l'*Or*, etc.
— Callejou de Huaylas		»	»	»	»		
— Huaraz et Carhuaz		»	»	»	»	»	»
— Yungay		»	»	»	»	»	»
— Caraz		»	»	»	»	»	»
— Huaylas		»	»	»	»	»	»
— Pataz		»	»	»	»	»	»
— Huamachuca		»	»	»	»	R. U. Raymond; A. Raimondi; Domeyko; Dr Forbes; Richter; Hübner; Dr J. Percy.	
— Cajamarca		»	»	»	»	»	»
— Chota		»	»	»	»	»	»
— Cerro de Pasco, savoir :	Pour toutes les haciendas nommées ci-contre, voir 603 et articles suivants	»	»	»	»	Du Chatenet.	»
a) Rivera de Quiulacocha. Esperanza; Roncesvalles; San Judas; Carmen; Pampaseca; Cucbis; Vista alegre; Quiullapata; Pampaverde; Quiulacocha; Quillapampa; Ocoroyoc; Huando; Huasi; Jurac Huanca; Cacharpaco; Uchuctingo; Tayagoc; San Lorenzo; Casa Blanca; San José; Pariahuanca; San Andres; San Miguel de Parra; Pura Ingenio; Cacapchupan; Santo Domingo; Sastrecucho	»	»	»	»		»	»
b) Rivera de Tambillo : Uscunachay; Animas; Cachuchupuquio; Tambillo; Casacancha; Sacramento; Huancocbooha; Harampampa	»	»	»	»		»	»
c) Rivera Sacra familia : Janapancha; San Miguel; Santa Rosa; Viscacaca; Tintarpau; Ucos; Sacra Familia; Santa Isabel	»	»	»	»	»	»	»
d) Rivera de Pasco : San José; Santa Teresa; Tinyahuarco; Pariachucho; San Gregorio: Llacsahuanca; Jupayragra; San Juan; Ocsapampa: Juracjanca; Santa Florita; Angascancha; Buenavista; Janacocha; Carmen; San Juan de Pasco; San José: San Francisco; Uchug; Huachag: Rieran; Vistahermosa	»	»	»	»	»	»	»
e) Quebrada Uculpaca y Tingo : Chirihuain; Huansapata; Pampa alegre; Ucupalpa; Peña blanca; Colquipampa; San Juan de Siricancha; Siricancha Grande	»	»	»	»	»	»	»
f) Quebrada Pucayaco y la Quinua : San Felipe; Trinidad; Pacayaco; Rumicucho; San José; Jesu Maria; Santa Maria; Huarmipuquio; San Antonio; Tabladillo: Huanyapunco; San Francisco; Janamachay; Dolores; Sullumarca	»	»	»	»	»	»	»
g) Rivera Pucayaco y la Quinua : Carmen de Sullumarca; Rumicacha: Belen grande; Belen chico; Milpu; Verdecoha; Llocila; Rayhuan; Ytusaingo; San Antonio Cancan; Pomacocha; Candelaria							
h) Tulluranca : Pariamarca; Quichas: Asiacpampa; Nuunyayoc; Hualanyayoc; San José; Chururaga; Misericordia; Jatuncucho: Paraiso; Antacucho; San Antonio Tulluranca; Santa Isabel Tulluranca: San José Tulluranca; San Nicolas Tulluranca; Mautaragra; Huicapacs	»	»	»			»	»
C. Chili.							
Charnacillo	Voir (665)	Point.	*Patio* abandonné pour *Tina* (*Cooper*) et *Fondon* successivement).		»	Domeyko: Field; Lemuhot; Eshudi; Dr J. Percy	
Arqueros	»		*Idem.*	»			
Catemo			*Patio* abandonné pour procédé *Kröncke.*			»	»
D. Bolivie.							
Potosi			Appareils *Trapiche.*		»	»	

LOCALITÉS	NATURE DES MINERAIS	GRILLAGE ou CHLORURATION	APPAREILS	TRAVAIL DES RÉSIDUS	RAFFINAGE DE L'ARGENT	AUTEURS D'OÙ PROVIENNENT les renseignements spéciaux	OBSERVATIONS ET NOTES
II. USINES et HACIENDAS. pratiquant : 1° le procédé aux ARRASTRES ; 2° le procédé au MARRAY							
A. Mexique.							
1° ARRASTRES. Chihahua. Batopilas. . . .	(Voir 644).	»	»	»	»	Dr Percy; H. Cornwall.	»
Real del Monte.	Minerais aurifères. (Voir 407).	»	»	»	»	»	»
B. Chili.							
2° MARRAY. Environs de Imibac. . .	(Voir 657).	»	»	»	»	»	»
Combarballa..	»	»	»	»	»	M. Pène.	»
Environs du lac de Gualletue.	»	»	»	»	»	»	»
III. MINES ou HACIENDAS pratiquant le procédé de la TINETTE NORVÉGIENNE ou TINA (Système Cooper).							
A. Mexique.							
»	»	»	»	»	»	»	Point d'usine connue travaillant au système Cooper.
B. Chili.							
Copiapo :							
Cerillos.	Minerais d'argent natif (Arquerite).	»	Une partie est exportée en Angleterre (riche en argent). Remplacé par le procédé *Kröncke*.)	Les résidus tiennent de 2kg à 800gr d'argent à la T., suivant les minerais.	»	Dr J. Percy; D. Forbes; Domeyko: B. Kerl.	Pour la production du Chili, voir l'*Argent* et l'*Or*, etc. Product. argentif. de 1851 (janvier) à 1853 (juin). 40kg,394
Ossa	»	»	»	»	»	»	
Transito.	*Id.*	»	»	»	»	»	33kg,818
Punta del Cobre. .	*Id.*	»	»	»	»	»	24kg,577
Pabellon	»	»	»	»	»	»	698
Maquinas de Gallo ;			»	»	»	»	15kg,908
Codicido : Abbot ; Echevarria ; Mandiola ; Cusiño	»	»	»	»	»	»	»
Charuacillo.. . .	Minerais γ (actuellement), au lieu de α et β. jadis.	»	»	»	»	»	»
Arqueros..		»	»	»	»	»	»
C. États-Unis.							
Lac supérieur . *Canada :*							Pour la production en argent des États-Unis. Voir l'*Argent* et l'*Or*, etc.
Thunder Bay Silverworks.	Argent natif dans quartzites.	»	»	»	»	Dr J. Percy; D. Forbes.	»
D. Europe.							
Kongsberg (Norvège).	(Jadis).	»	»	»	»	Dr J. Percy; Schlüter.	Autrefois (Voir 660).
IV. MINES ou HACIENDAS pratiquant le procédé des TONNEAUX : 1° à froid							
A. Mexique.							
A FROID. 1° *Zacatecas :* Guadalupe y Calvo. . . .	»	»	Aband. pour le *Patio*.	»	»	»	»
Sombrerete.	»	»	Aband. pour la fusion plombeuse.	»	»	»	»
B. Europe.							
Halsbrücke ; Huelgoet ; Hiendelaencina. . .	»	»	»	»	»	B. Kerl; Rivot; Grützner; Winkler.	»
Fernezely. .	»	»	»	»	»	»	»
V. MINES ou HACIENDAS pratiquant le procédé des TONNEAUX : 2° à chaud							
C. Chili.							
A CHAUD. Copiapo, Catemo, Charnacillo.. . . . . Arqueros. . .	»	»	Procédé Kröncke.	»	»	»	(Voir 374).
D. États-Unis							
1° *Nevada* (Austin district) : Manhattan Mill	»	»	Procédé Reese River.	»	»	»	»
Metacom Mill..	»	»	*Id.*	»	»	»	»
2° *Colorado :* Pelican Mine	»	»	*Id*	»	»	»	»

LOCALITÉS	NATURE DES MINERAIS	GRILLAGE OU CHLORURATION	APPAREILS	TRAVAIL DES RÉSIDUS	RAFFINAGE DE L'ARGENT	AUTEURS D'OU PROVIENNENT les renseignements spéciaux	OBSERVATIONS ET NOTES
VI. MINES ou HACIENDAS, pratiquant le procédé du CAZO, TINA, FONDON, FONDO.							
A. Mexique							
Caloree.	Minerais contenant du chlorure d'argent.					Laur; St-Clair Duport; Dr J. Percy.	»
Matehuala.	*Id.*			»		»	
San Pedro de Potosi.	*Id.*	»				»	»
B. Chili.							
Environs de San Pedro de Acatama.							
Caracoles.							
Rio Frio.							
Cachinal.	»				»		»
VII. MINES ou HACIENDAS, pratiquant le procédé des PANS.							
A. États-Unis.							
Comstock Mill (district de Washoë, Nevada).	(Voir 752).				»	Bº Kerl; Küstel; Burthe; Raymond; Egleston; Hague; Lock.	»
Manhattan Mill (district Austin, Nevada, Utah).	(Voir 776).	»	»	»	»	»	
Owyhée (district d'Idaho).	»	»	»	»	»		»
Ontario Mill (Utah).		»	»	»	»	»	»

Nota. — A titre de renseignements complémentaires, nous indiquons les usines qui se servent de l'amalgamation et de l'imbibition plombeuse à la fois, et quelques usines américaines qui ont remplacé les procédés, jadis en toute vigueur, de l'amalgamation par l'imbibition et la fusion.

LOCALITÉS	NATURE DES MINERAIS	GRILLAGE OU CHLORURATION	APPAREILS	TRAVAIL DES RÉSIDUS	RAFFINAGE DE L'ARGENT	AUTEURS	OBSERVATIONS ET NOTES
VIII. USINES ou HACIENDAS pratiquant le procédé du PATIO, des TONNEAUX ou du CAZO, en même temps que l'Imbibition et la Fusion							
A. Mexique.							
1° *Province de Zacatecas :*							
Sombrerete. . . .	Aurifère.	Grillage avec bois de palmier.	Fusion plombeuse et *Patio*.		»	Saint-Clair Duport: Burckart; Laur; Napier; Lucker.	Usine arrêtée.
Angeles	»	»	*Patio* et fonte pour les minerais riches.		»	»	»
La Blanca.	Riches.	»	Imbibition.	»	»	»	Les trois usines : Angeles, la Blanca, Ojocaliente, sont situées entre Zacatecas et Pañon Blanco.
	Colorados α.	»	*Patio.*	»	»	»	
	Amarillos (jaunes) (β, γ).	»	*Cazo.*		»	»	
Ojocaliente. . . .	»	»	*Patio.*	»	»	»	»
Real del Monte . .	Minerais α, β, γ et des mines de Zimapan.	»	*Patio*; une petite portion de la clase α va au reverbère; ceux de la classe β sont traités aux *Tonneaux*; ceux de la classe γ passent au *four à manche*			»	Les opérations du *Patio*, à Real del Monte, se font vivement : 10 à 12 jours seulement.
2° *Province de Valladolid :*							
Agangues.	»	»	»	»	»		La *Veta Carmen* est le filon le plus riche.
IX. USINES ou HACIENDAS, pratiquant exclusivement le procédé de l'Imbibition ou de la Fusion.							
A. Mexique.							
1° *Province de Mexico :*							
Zimapan. . . .	Minerais plombeux α, β, γ.		Four à manche (à l'usine Real del Monte).		»	Saint-Clair Duport: Buckart.	»
Zacualpan; Saltapec; . . . . Tepantitlan. . . .	Minerais très blendeux.	»	Four à manche (à l'usine d'Arcos).	»	»	»	»
2° *Province de Zatecas :*							
Sombrerete. . . .	Minerais α, β, γ, très compliqués.		Fusion au four à manche.	»	»	St-Clair Duport.	La méthode du *Patio* et des *Tonneaux* a été abandonnée. (Voir I et II du tableau).
Nieves.	*Idem*, plombeux: quelques-uns à 3kg d'argent à la tonne.	»	Fusion au four à manche.	»	»	»	La fonderie de Nieves est à 60km de Sombrerete; le combustible est de la *tola* et de la *jara* (arbustes résineux).
3° *Province de Valladolid :*							
Michoacan . . .	Minerai plombeux.		Fonte au reverbère.		»		Fonderie de Troujes.

CHAPITRE III.

AMALGAMATION DES PRODUITS ARTIFICIELS.

PREMIÈRE SECTION.

MATTES ET CUIVRES NOIRS.

787. Conformément aux indications faites dans les Préliminaires, les matières *cuivreuses et plombeuses, argentifères*, sont exclues de notre programme.

Le lecteur trouvera, dans le volume de la Désargentation des Plombs argentifères et dans celui des Cuivres argentifères de l'*Encyclopédie chimique*, les méthodes de traitement concernant les matières plombeuses et cuivreuses et, parmi elles, celle de l'amalgamation.

788. Pour rassembler les idées du lecteur sur l'amalgamation en général et lui faire embrasser d'un coup d'œil cette branche métallurgique importante, à laquelle nous avons dû donner une très ample place dans cet ouvrage, nous croyons cependant devoir tracer ici, à grandes lignes, les traits principaux de l'amalgamation des matières cuivreuses, les seules qui réellement passent à l'amalgamation; car on n'opère en général sur les matières plombeuses que dans les cas rares et exceptionnels que nous avons signalés.

§ I. — AMALGAMATION DES MATTES CUIVREUSES.

789. A. C'est au Mansfeld, à l'usine de Gotteslohnung, que l'*amalgamation* des mattes a reçu son plus grand développement : pendant vingt ans, le roulement de cet établissement a été considérable, succédant à l'antique procédé de *Liquation*. Les méthodes dites d'*Extraction*, comprenant entr'autres les procédés par voie humide d'Augustin et de Zirvogel, ont depuis détrôné l'amalgamation d'une façon presque absolue.

Les opérations de l'usine du Mansfeld étaient les suivantes :

790. B. **Trituration.** — Tamisage, après bocardage; et envoi des grains restés sur le tamis à des moulins marchant avec meules de granit.

791. C. **Grillage.** — Au four à réverbère à double sole.

792. D. **Chloruration par voie humide.** — Elle se faisait dans de grandes caisses,

avec 8 pour 100 de sel et 12 pour 100 de calcaire bocardé, mêlé au minerai. Sur le magma, on versait une dissolution de sel pour constituer une bouillie : la pâte était ensuite séchée dans des séchoirs et triturée entre des laminoirs cylindriques en bois, garnis de tôle.

793. E. **Second Grillage.** — Il durait 2 heures, dans un réverbère, où l'on achevait la chloruration complète de l'argent de la matte.

794. F. **Amalgamation.** — Dans les tonneaux, l'opération était conduite d'une manière analogue à celle de l'usine de Halsbrücke. La charge était de 380 à 400 kg de matte grillée, 200 kg de mercure, 95 kg d'eau et 64kg,50 de plaques de fer. Durée : 24 heures.

795. G. **Lavage des résidus.** — Les boues avaient une teneur de 42 pour 100 de cuivre et, débarrassées dans les *Washbottig* d'un peu d'amalgame recueilli, elles étaient traitées pour cuivre, en les mélangeant à de l'argile, pour constituer des briquettes ou des boules. Les eaux des tonnes d'amalgamation, contenant 9 à 12 pour 100 de sel marin, étaient reçues dans des dépôts et servaient pour l'arrosage, dans le travail des briquettes et même, en partie, pour l'alimentation des tonnes roulantes.

796. H. **Filtration de l'amalgame.** — Comme à Halsbrücke.

797. K. **Distillation.** — Elle se faisait dans un four à cornues en fonte, sur 150 kg d'amalgame et en 12 heures.

798. L. **Raffinage de l'argent.** — Il s'exécutait au creuset de graphite.

799. M. **Perte en argent.** — Rapportée à la matte argentifère, on estimait à 12 pour 100 la perte d'argent : une faible partie seulement était retenue par le cuivre.

800. N. **Perte en mercure.** — Elle était calculée à 1kg,800 par tonne de cuivre noir obtenu.

§ II. — B. AMALGAMATION DES CUIVRES NOIRS.

801. La méthode d'amalgamation pour les cuivres noirs est encore en usage en Hongrie, au Siebenburger et au Banat.

802. A. **Détails spéciaux. Cuivres noirs.** — L'usine d'Altwasser, près Schmöllnitz, est la plus importante : nous la choisissons pour type. Le cuivre noir tient 1kg,800 d'argent par tonne et 85 à 89 pour 100 de cuivre réel.

803. B. **Trituration.** — Le cuivre noir est bocardé à chaud, c'est-à-dire immédiatement après avoir été porté au rouge cerise, dans un four à réverbère : on le réduit de la sorte facilement en poudre ; celle-ci est tamisée et les gros sont repassés au moulin.

804. C. **Chloruration.** — On mélange la masse avec 6 à 6 1/2 pour 100 de sel et on calcine, dans un four à réverbère, durant 6 heures : la matière se colore en noir. Lorsque le cuivre est chloruré, la matière est de nouveau broyée et tamisée.

805. D. **Amalgamation.** — La chloruration s'achève d'ailleurs dans les tonnes roulantes, où l'on introduit 60 à 75 kg de la matière, avec de l'eau chaude et 50 kg de cuivre en

sphères ou boules, qui exigent une restitution quotidienne, pour équilibrer la consommation, d'environ 2 kg. On fait rouler 1 heure, puis on charge dans la bouillie (*Brei*) 100 kg de mercure. La rotation dure ensuite 16 heures, à raison de 18 tours par minute. On remplit les tonnes d'eau ; on donne une dernière rotation lente, pendant 2 heures ; on recueille à trois reprises l'amalgame et finalement les boues sont vidangées dans des *Washbottig*, comme au § 1.

806. E. **Lavages des boues.** — Elles fournissent 750 kg de matières pour 100 kg de cuivre traité et tiennent 68 pour 100 de cuivre et 75 gr. d'argent par tonne. Après un lavage soigné, on les traite pour cuivre brut.

807. F. **Filtration de l'amalgame.** — L'amalgame tient 14 pour 100 d'argent, après compression et filtration dans des sacs de coutil.

808. G. **Distillation de l'amalgame.** — Il est distillé dans des cloches et fournit du *Tellersilber* (argent des assiettes) ou argent brut.

809. H. **Raffinage de l'argent.** — Il se fait au creuset de graphite ; l'argent brut tient surtout du cuivre, quand les boules introduites dans les tonnes d'amalgamation sont en fer, au lieu de cuivre. Il est à 998 millièmes de fin.

810. K. **Perte en argent.** — On calcule cette perte à 4,75 pour 100 (celle du cuivre à 2 pour 100).

811. L. **Perte en mercure.** — Elle est assez forte : $2^{kg},400$ par tonne de cuivre noir traité.

Pour de plus amples détails, nous renvoyons le lecteur à la Désargentation des Cuivres (*Encyclopédie chimique*).

SECTION II.

AMALGAMATION DES SPEISS ARGENTIFÈRES.

812. Les *speiss* sont des combinaisons d'arsenic, antimoine, nickel, cobalt et fer, retenant parfois un peu de bismuth, du soufre et souvent de l'argent. Leur traitement rentre, eu égard à ce dernier métal, dans notre programme.

Nous citerons comme type le procédé de Schneeberg, en Saxe, où se fabrique le bleu de cobalt saxon, si renommé (bleu d'azur ou d'outre-mer), et où une petite usine annexe sert à l'amalgamation spéciale et exclusive des *speiss*.

§ I. — USINE DE SCHNEEBERG.

813. A. **Détails spéciaux. Speiss.** — Les speiss tiennent de 600^{gr} à $1^{kg},800$ d'argent par tonne.

814. B. **Trituration**. — On les triture au bocard.

815. C. **Grillage préalable (Vorrösten)**. — On grille les speiss dans un four à réverbère, en faisant deux ou trois incorporations successives de charbon, pour dégager la plus grande partie de l'arsenic à l'état de gaz acide arsénieux ; l'acide est recueilli soigneusement (25 pour 100 du poids des speiss) dans des chambres de condensation (*Gift-Kammer*). On sépare les parties grosses et mal grillées, qu'on triture à nouveau et on tamise toute la masse. L'antimoine est également oxydé : une partie de l'arsenic et de l'antimoine reste toutefois dans les speiss, à l'état sans doute d'arséniate et d'antimoniate.

816. D. **Chloruration (Garrösten)**. — Le résultat de cette opération est soumis à une chloruration, après avoir mélangé aux speiss 8 pour 100 de sel marin et 2 pour 100 de vitriol vert ou sulfate de fer déshydraté et broyé. L'argent passe à à l'état de chlorure. L'opération se termine par un broyage et un tamisage.

817. E. **Amalgamation**. — L'amalgamation se fait dans un appareil analogue à celui de Halsbrücke.

Les tonnes roulantes reçoivent 500 kil. de speiss, de l'eau, des boules de fer, et 250 kil. de mercure. Lorsque les speiss sont cuprifères, on ajoute de la chaux dans l'opération de la chloruration, et on emploie des boules de cuivre au lieu de boules de fer. On ajoute souvent aussi, dans les tonnes, du sel en même temps qu'une quantité de lait de chaux.

818. F. **Lavage des résidus**. — Les résidus sont très riches en nickel et utilisés pour la fabrication de ce métal.

Ils retiennent encore 300 gr. d'argent à la tonne.

819. G. **Filtration de l'amalgame**. — Après un lavage à l'eau courante très prolongé, afin d'éliminer l'oxyde de bismuth, on filtre et l'on comprime l'amalgame, comme à Halsbrücke.

820. H. **Distillation de l'amalgame**. — Comme à Halsbrücke.

821. K. **Raffinage de l'argent**. — Comme à Halsbrücke.

822. L. **Perte en argent**. — On l'estime à 15 pour 100 de l'argent contenu dans les speiss.

823. M. **Perte en mercure**. — On l'estime à 605 gr. environ par tonne de speiss.

824. Les réactions chimiques sont simples. L'argent métallique, mis à nu par le grillage, l'oxyde d'argent, s'il vient à se produire (?), l'arséniate d'argent, etc., se transforment rapidement en chlorure d'argent, sous l'influence du chlore, dégagé par la décomposition du sel marin par l'acide sulfurique du sulfate de fer, et de quelque

autre sulfate qui peut se trouver présent, si le speiss contient du soufre. Le perchlorure de fer est d'ailleurs lui-même un chlorurant énergique.

Pour procéder à l'amalgamation, il est de toute nécessité que les sulfates de fer, cuivre et autres métaux (nickel, cobalt, bismuth, etc.), soient totalement décomposés ; raison pour laquelle on fait réagir sur le speiss, en voie de chloruration, du charbon et de la chaux vive. On évite de la sorte, paraît-il, des pertes considérables en mercure, qui se chlorurerait dans les tonnes roulantes.

§ II. — USINE DE OBERSCHLEMA.

825. A l'usine de Oberschlema, le traitement des speiss argentifères est tout à fait semblable à celui de Schneeberg. Le grillage préalable (C) des speiss cobaltifères se fait également au four à réverbère, muni de six chambres de condensation, pour recueillir l'acide arsénieux ; la chloruration (D) se fait par charges de 225 kg, avec 8 pour 100 de sel et 2 pour 100 de sulfate de fer déshydraté et en six heures. Après tamisage, les gros sont repassés au moulin et retraités avec 2 pour 100 de sel marin et 1/2 pour 100 de vitriol vert.

Le lecteur trouvera dans la Désargentation des Cuivres le traitement pour argent des speiss *cuprifères*, tel qu'il se pratique à l'usine de Stefanshütte, en Hongrie, où l'on amalgame également les cuivres noirs par le procédé indiqué ci-dessus de Altwasser, près de Schmöllnitz.

---

826. Comme réflexion finale de cette Troisième Partie de la Métallurgie de l'Argent relative à tout ce qui concerne l'Amalgamation, nous rappellerons ici au lecteur qu'un des procédés de la Désargentation des plombs est également fondé sur le traitement, par le mercure, des classes riches obtenues au zingage.

La description détaillée de ce procédé, connu sous le nom de Roswag-Pauville, se trouve dans ledit volume de la *Désargentation des plombs* de l'ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE, 2e partie, chapitre II, 1re section, articles 468 à 480.

Dans ce procédé, on régénère les deux réactifs employés, zinc et mercure.

FIN DE LA TROISIÈME PARTIE.

QUATRIÈME PARTIE.

TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE DES MINERAIS D'ARGENT PAR DIVERS RÉACTIFS, AUTRES QUE LE PLOMB, LE SOUFRE ET LE MERCURE.

827. — Les principaux réactifs employés pour le traitement métallurgique des minerais d'argent, en dehors du *Plomb*, du *Soufre* et du *Mercure*, sont les suivants :

a) Comme liquides d'attaque :

1. L'acide chlorhydrique. — 2. Les chlorures en général. — 3. L'acide sulfurique. — 4. L'acide nitrique. — 5. L'acide acétique. — 6. L'hyposulfite de soude ou de chaux.

b) Comme réductifs :

7. L'hydrogène sulfuré. — 8. Les sulfures de sodium, calcium, etc. — 9. Les iodures de potassium, de zinc, etc. — 10. Les métaux : zinc, fer, cuivre, etc.

Les procédés que nous allons examiner résultent de l'association combinée d'une des liqueurs d'attaque signalées avec les réductifs mentionnés et prennent, dans le monde métallurgique un nom spécial, généralement celui de l'inventeur du procédé ou de la modification du procédé; nous adopterons donc l'ordre nominatif, comme sous-classement.

828. Pour simplifier le plus possible, nous choisissons, parmi tant de méthodes mises en œuvre, les procédés suivants, qui paraissent importants et que nous allons décrire brièvement.

I. **Procédés aux Acides.** En allemand : *Sauerlaugerei* et *Extraction process.* La signification de ces deux mots est la suivante : Quand l'argent est extrait par les liqueurs d'attaque, le procédé prend le nom d'*Extraction process.* Si les acides, au lieu d'isoler l'argent (et l'or), les laissent dans les résidus, qui alors doivent être soumis à un traitement ultérieur, le procédé prend le nom de *Sauerlaugerei* (*Dissolution dans l'acide*).

Parmi ces diverses méthodes, nous examinerons les suivantes :

1° Procédés à l'acide chlorhydrique.		Quels que soient les réductifs employés.
2° —	nitrique. . . .	
3° —	sulfurique. . .	
4° —	acétique. . . .	

II. **Procédés aux Sels.**

Parmi ces diverses méthodes, nous examinerons les suivantes :

5° Procédés au sel marin.		Quels que soient les réductifs employés.
6° — au chlore gazeux et aux divers chlorures.		
7° — aux sulfates		
8° — à l'hyposulfite de soude		
9° — — de chaux et autres. . .		

829. D'après ces bases, voici le programme de cette *Quatrième Partie*, divisée en trois chapitres, qui contiendront un certain nombre de sections, et celles-ci de paragraphes.

Nous examinerons tout d'abord les procédés de la voie humide qui traitent par les acides, avec ou sans matières plombeuses, et que nous avons renvoyés à cette place (articles 263 et suivants) : ce sera l'objet du Chapitre Ier, que nous diviserons en quatre sections, savoir :

Section I. Procédés à l'acide chlorhydrique.

§ I. Procédés à l'acide chlorhydrique, au zinc et la chaux (Procédé Roswag).

§ II. Variantes : Procédé Roswag et Maxwell Lyte.

Section II. Procédés à l'acide sulfurique.

Section III. Procédés à l'acide nitrique.

§ I. Procédé Patera, à l'acide nitrique et sulfurique.

§ II. Procédé Von Kripp. Mêmes réactifs, avec hydrogène sulfuré, carbonates de chaux et de baryte.

§ III. Procédé Schrœder. Acides nitrique et chlorhydrique, avec sulfate de fer, zinc, et cuivre métallique.

Section IV. Procédés à l'acide acétique et au zinc. Procédé Roswag. — Variante : Procédé Lowe.

Dans le Chapitre II, nous étudierons les procédés par les sels (sel marin, chlorures divers, les sulfates, les iodures de potassium, de zinc, etc., l'hyposulfite de soude, de chaux, etc.), dans cet ordre :

Section I. A. § I. Chlorure de sodium. — Procédé Augustin.
§ II. Chlorure de calcium. — Procédés Tajowa, Schmöllnitz, Wyandotte.
§ III. Perchlorure de fer. — Procédé Steward.

Section II. B. § I. Sulfates. — Procédé Zirvogel.
§ II. Sulfate de soude. — Procédé Monnier.

Section III. C. Iodures. — Procédé Claudet.

Section IV. D. Hyposulfites. § I. Procédé Patera.
§ II. Procédé Kiss.

Dans le Chapitre III, nous réunirons ce que nous avons pu recueillir sur les procédés électrolytiques.

Section I. Généralités.

Section II. Procédés Wolf et Pioche, etc.

Section III. Procédé Blas et Miest.

CHAPITRE I.

PROCÉDÉS PAR VOIE HUMIDE. TRAITEMENT DES MINERAIS D'ARGENT PAR LES ACIDES.

SECTION I.

PROCÉDÉS A L'ACIDE CHLORHYDRIQUE.

830. — Le procédé à l'acide chlorhydrique a été primitivement appliqué spécialement à des minerais complexes, tenant de l'argent, du plomb et du zinc : ce traitement remonte à l'année 1874, où il a été mis à l'essai à l'usine de Pantin, près Paris.

Il a été mis en œuvre ensuite dans l'usine à zinc de Ripley (Angleterre), de MM. Boundy frères, et, à la suite de quelques modifications et perfectionnements dus à M. Maxwell Lyte, il fonctionne maintenant à l'usine de Widness, près Liverpool.

Le procédé que nous allons décrire, sous le § I, correspond au procédé de Pantin, c'est-à-dire à des minerais d'argent, tenant peu de plomb et de zinc ; le procédé que nous décrivons sous le § II, correspond au procédé de Widness, c'est-à-dire à des minerais d'argent complexes, tenant du cuivre, de l'antimoine, outre l'argent, le plomb, et le zinc, etc.

831. — D'autres variantes ont été apportées à ce traitement, en modifiant l'acide, et le remplaçant, soit par des chlorures, soit par l'acide acétique. On trouvera une application des *chlorures*, aux *bronces* ou pyrites intraitables jusqu'à ce jour, de Bolivie, et rejetées aux haldes avec des teneurs de 2 à 3 kilogrammes d'argent à la tonne, dans les **Notes finales** : ce procédé n'étant encore qu'à l'état d'essai de laboratoire, sur d'assez grandes quantités de matières cependant, nous l'avons dû isoler du texte de l'ouvrage comme insuffisamment connu. Nous donnons à la Section IV le procédé à l'acide acétique.

§ I. PROCÉDÉ A L'ACIDE CHLORHYDRIQUE, AU ZINC ET A LA CHAUX (PROCÉDÉ ROSWAG).

832. A. — **Attaque par l'acide chlorhydrique.**

Le minerai dans lequel l'argent se trouve à l'état natif, de sulfure, de chlorure, antimoniure, etc., est mélangé à des matières plombeuses, telles que : litharge, carbonate de plomb, chlorure de plomb, sulfate de plomb ou galène grillée à mort, c'est-à-dire transformée en oxyde de plomb, retenant le moins possible de sulfate de plomb.

Cette addition de matières plombeuses est faite, de manière à élever la teneur en plomb du mélange à 15 ou 20 pour 100, et, si cela est nécessaire, au delà. La condition à remplir est de couvrir l'argent du minerai par du plomb métallique en dose suffisante, pour qu'il y ait environ 75 à 100 kilogrammes de plomb par chaque 500 grammes d'argent effectif contenu dans la masse à traiter.

On trouve assez fréquemment des minerais argentifères non plombeux de cette espèce dans les oxydes de fer (*gozzan*), ou pyrites altérées, etc., en Bolivie, au Mexique, en Espagne (à Herrerias, au pied de la Sierra Almagrera).

Les minerais argentifères pyriteux peuvent également recevoir ce traitement, après un grillage préalable.

La masse, bien broyée et tamisée, est traitée par l'acide chlorhydrique du commerce bouillant, qui a la propriété de dissoudre le plomb et l'argent à l'état de chlorures doubles ; malgré la grande insolubilité du chlorure d'argent isolé, ce dernier devient très soluble dans l'acide chlorhydrique (chlorure d'hydrogène), dilué de moitié de son poids d'eau bouillante et ayant déjà dissous une petite quantité de chlorure de plomb. Le chlorure d'argent insoluble est également soluble dans le sel marin, à l'état de chlorure double : c'est sur cette dernière réaction qu'est fondé le procédé d'Augustin, indiqué ci-après.

L'acide chlorhydrique du commerce, à 22°, tient 33,3 pour 100 d'acide chlorhydrique réel. Il faut 110 d'acide pour dissoudre 100 de plomb ; pour dissoudre 100 de zinc, il faut 340 d'acide[1].

Pour précipiter 100 de plomb d'une dissolution de chlorure, il faut 32 de zinc théoriquement et 33 pratiquement.

L'attaque se fait dans des bacs ou cuves en bois de sapin (le chêne et le hêtre résistent beaucoup moins) ; les douves, au préalable fortement imprégnées de pétrole, sont assez imperméables à l'acide chlorhydrique. On peut employer également des bassins en pierres trachytiques, volcaniques, etc., réfractaires à l'acide chlorhydrique; on peut enfin employer des cuves en tôle forte, garnies à l'intérieur de feuilles de plomb avec soudure autogène ; mais elles résistent moins que le sapin.

Ces cuves d'attaque sont munies de serpentins, barboteurs ou agitateurs Koerting;

1. Si le minerai est sulfureux et non grillé, la dépense en acide chlorhydrique est très forte pour constituer de l'hydrogène sulfuré, d'ailleurs désagréable et nuisible aux ouvriers, parce que l'acide transforme et attaque presque tous les sulfures : par le grillage, le fer devient généralement insoluble. Les pyrites sont toutefois difficilement attaquées par l'acide chlorhydrique seul : on peut même les séparer ainsi.

l'agitation peut au besoin se faire à bras d'homme, à l'aide de fortes rames, également en sapin : il faut éviter la prise en masse, l'adhérence au fond de la cuve, et par conséquent brasser avec constance le bain.

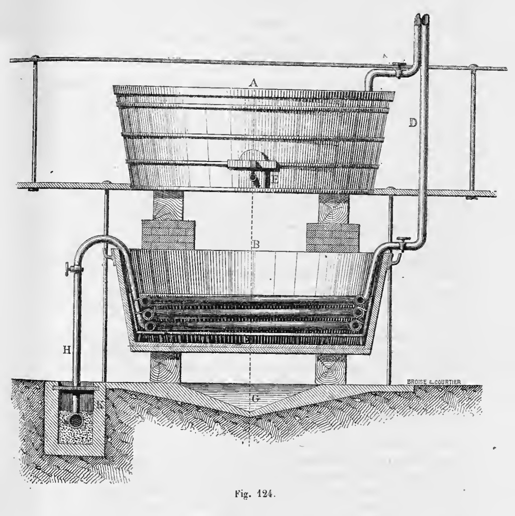


Fig. 124.

833. — A Aguilas (Espagne), l'attaque se fait dans une cuve en bois de sapin, garnie d'un serpentin à vapeur, représentée fig. 124, en perspective verticale pour la partie supérieure, en coupe pour la partie inférieure. A, est la cuve d'attaque en bois, garnie de son barboteur réglé par la valve de vapeur C ; la décantation se fait par l'orifice de sortie E, dans la cuve inférieure B, dont la coupe montre le serpentin en plomb, alimenté de vapeur par le tuyau D, lequel est soutenu au-dessus du fond de la cuve par un anneau circulaire en bois, formant tabouret : la purge des eaux, provenant de la condensation de la vapeur, est en H, sous le sol, dans le canal K, garni de sciure de bois. Le sous-sol des deux cuves G est en pente et amène

les liquides qui s'écoulent par accident dans un réservoir situé à l'arrière de l'appareil.

L'attaque s'opère sur 600 à 800 kilogrammes de matière, grillée, au besoin, si elle contenait des pyrites ou des sulfures argentifères. Le grillage n'est nécessaire que dans ce cas, et alors la matière doit être privée de soufre, fait qu'on vérifie facilement par un essai à l'acide nitrique et un peu de chlorure de baryum, après élimination du plomb, s'il en existait préalablement dans la masse, c'est-à-dire avant l'introduction des matières plombeuses.

834. B. **Précipitation du plomb et de l'argent, par le zinc métallique.** — Lorsque, après ébullition prolongée, l'acide chlorhydrique s'est chargé de plomb et par suite de la quantité d'argent correspondante, le liquide, bouillant et donnant une faible réaction acide au papier de tournesol, est décanté dans la cuve inférieure, où le chlorure de plomb se dépose et cristallise par refroidissement. Dans cette cuve, on place des plaques de zinc, sur lesquelles le plomb se précipite à l'état spongieux, cédant sa place au zinc, qui se transforme en chlorure : la totalité du chlorure de plomb est ainsi transformée en plomb spongieux argentifère.

On répète l'attaque à l'acide chlorhydrique à plusieurs reprises (deux fois généralement), pour épuiser la matière plombeuse du premier bac avec son argent, et on lave ensuite à fond les gangues, jusqu'à ce que les eaux de lavage ne donnent plus aucune trace de plomb à l'essai par l'hydrogène sulfuré; ces eaux de lavage, recueillies dans un réservoir spécial ou citerne, servent à diluer l'acide chlorhydrique pour les attaques ultérieures : des plaques de zinc suspendues dans ces eaux achèvent d'ailleurs la précipitation des dernières traces de plomb argentifère.

835. C. **Lavage et traitement du plomb argentifère.** — Le plomb est écumé et recueilli dans la liqueur zingueuse, puis lavé à fond à l'eau bouillante, essoré à la turbine, comprimé en briquettes à la presse hydraulique, et fondu, sous une couche de poussier de houille ou de charbon de bois, dans un chaudron, où se trouve déjà un peu de plomb argentifère en fusion. Le métal est coulé en saumons, et envoyé aux désargenteurs. (Voir Désargentation des plombs.)

836. D. **Traitement du chlorure de zinc.** — Le chlorure de zinc, obtenu comme résultat de la précipitation par le zinc, est transvasé, après concentration à 30° B., dans des cuves ou bassins en maçonnerie et reçoit un lait de chaux, qui précipite le zinc à l'état d'oxyde de zinc ou de calamine artificielle, plus ou moins colorée par le fer. Après lavage à fond, moulage et séchage, elle est vendue aux usines à zinc, comme minerai très facile à distiller. (Voir à ce sujet les articles 246 et suivants de la Désargentation des plombs).

On peut également fabriquer du blanc de zinc; mais, dans ce cas, il est indispensable de se débarrasser du chlorure de fer. Il suffit à cet effet de faire bouillir le chlorure de zinc avec une dose de chlorure de chaux, qui précipite le fer à l'état de peroxyde et laisse le chlorure de zinc limpide. Après filtration, on traite le chlorure de zinc par un lait de chaux, qui transforme le résidu en chlorure de calcium et précipite le zinc à l'état d'hydroxyde ou blanc de zinc : ce dernier est très blanc, si la chaux est elle-même très blanche, comme, par exemple, celle qu'on emploie

en cristallerie (chaux du Nord) et si l'on a bien fait le départ de l'oxyde de fer par le chlorure de chaux; dans le cas contraire, l'oxyde de zinc prend toujours, au bout de très peu de temps, une teinte légèrement rosée.

Nous renvoyons, pour les manipulations relatives à la calamine artificielle ou blanc de zinc, à la Métallurgie de la Désargentation des plombs, où elles font partie de la description de l'un des procédés de désargentation par le zinc (art. 950 et suivants).

La filtration de l'oxyde de zinc se fait à l'aide d'un filtre-presse et le transport des liqueurs, d'une cuve à une autre, à l'aide de monte-jus à vapeur (voir fig. 71 et 72 (97), *loco citato*), qui ne peuvent toutefois recevoir que des liqueurs non cuivreuses, car, la chemise intérieure des monte-jus étant en tôle, à la température de la vapeur (2 ou 3 atmosphères), le cuivre se précipiterait et engorgerait immédiatement, non seulement les tuyaux en caoutchouc de succion et de départ, mais encore l'appareil lui-même, en se corrodant rapidement et en colorant en outre de fer la liqueur.

Le chlorure de calcium est rejeté comme résidu, sans valeur commerciale[1].

La chaux, comme précipitant du zinc, peut être remplacée, dans certaines localités, par l'ammoniaque, et alors la liqueur qui reste, contenant du chlorhydrate d'ammoniaque qu'on fait cristalliser, prend une valeur vénale assez considérable, qui paye souvent le prix du réactif alcalin employé.

La soude caustique peut aussi être utilisée; le résidu de la liqueur est alors du chlorure de sodium, dont la valeur peut aider à payer partiellement le prix du réactif employé.

837. Le chlorure de calcium rejeté pourrait être utilisé pour la fabrication de l'acide chlorhydrique, qui alors serait régénéré. La réaction est la suivante :

$$\text{ClCa} + \text{HO (vapeur)} = \text{ClH} + \text{CaO}.$$

Le chlorure de calcium, en présence de la vapeur d'eau surchauffée, fournit de la chaux vive, utilisable à nouveau comme lait de chaux, et de l'acide chlorhydrique régénéré. Il faut, pour que la réaction se fasse, que le chlorure de calcium soit évaporé à sec et débarrassé entièrement de son eau de constitution. Fondu au rouge cerise dans un four à réverbère, et traversé en tous sens par des jets de vapeur surchauffée qui sillonnent la masse, il se produit de l'acide chlorhydrique gazeux, que l'on condense dans des tours fermées, remplies de coke, semblables à celles qui sont en usage dans les fabriques de soude, lorsqu'on traite le sel marin par l'acide sulfurique; sur la sole du four, reste la chaux vive, mêlée d'un peu de chlorure de calcium ayant résisté à la décomposition, mais qui ne gêne point ultérieurement pour la précipitation du chlorure de zinc.

Nous ne donnons pas d'autres détails d'exécution du procédé à l'acide chlorhydrique; ils se trouveront spécifiés dans la Variante que nous décrivons au paragraphe suivant.

1. Il sert cependant quelquefois comme désinfectant dans l'industrie et dans la voirie.

§ II. PROCÉDÉ ROSWAG ET MAXWELL LYTE[1].

A. RÉACTIONS CHIMIQUES.

838. Voici sur quelles séries de réactions chimiques repose le traitement par cette méthode.

Prenons pour exemple un minerai mixte contenant du sulfure d'argent, des sulfoarséniures et antimoniures d'argent, de la blende, de la galène argentifère, et une petite quantité de pyrites de cuivre. Tel est précisément le minerai nommé : *bluestone* (pierre bleue) de Perry's Montagne et des mines de Mona, le premier fort abondant dans le nord du pays de Galles, le second dans l'île d'Anglesey et tous deux abandonnés jusqu'alors sur le carreau des mines.

839. A. **Grillage.**

Par le grillage (*Calcination*) de ce minerai, la plus grande partie du soufre est chassée : une partie du minerai est oxydée; les acides sulfureux et sulfurique sont dégagés; une quantité variable de soufre reste combinée avec les oxydes métalliques produits. Les gaz résultant de ce grillage, fortement chargés d'acide sulfureux, peuvent être utilisés pour la fabrication de l'acide sulfurique, ou condensés, au moyen d'un lait de magnésie, et conséquemment utilisés par la méthode de Henri Precht. Il reste généralement dans le minerai calciné de 3 à 5 pour 100 de soufre, mais il ne gêne point le traitement ultérieur du minerai.

840. B. **Attaque.**

Le minerai, calciné et finement pulvérisé, est traité dans un 1er bac A, par de l'acide chlorhydrique chaud ou bouillant, contenant environ 15 à 17 pour 100 d'acide réel, quantité nécessaire pour dissoudre le zinc et les autres bases solubles : le zinc et le cuivre sont presque entièrement dissous. Cette solution est décantée et refroidie dans un 3e bac C, où elle dépose un peu de plomb et d'argent dissous; la plus grande partie de l'argent et du plomb est restée insoluble dans le bac A, où l'un et l'autre demeurent à l'état de chlorures sur la gangue. On réussit, lorsque l'acide employé ne contient qu'un excès de 5 à 6 pour 100 d'acide chlorhydrique libre : c'est la condition favorable au dépôt rapide des chlorures. On reprend cet acide pour une seconde attaque. Suivant la quantité de plomb et d'argent contenus dans le minerai, la totalité ou une partie seulement de ces deux métaux sera dissoute par l'acide qui se trouverait encore non saturé; une proportion considérable de ces métaux sera le plus généralement retenue sur la gangue, à l'état de chlorures insolubles.

Si l'on décante cette solution d'acide chlorhydrique contenant des chlorures de plomb et d'argent et résultant de cette seconde attaque, dans un deuxième bac B, contenant une charge fraîche de minerai calciné, elle y prendra une nouvelle

1. Nous traduisons presque textuellement une partie la description très complète et très détaillée, publiée récemment, à Londres, par M. Maxwell Lyte, du traitement en question, à la suite des perfectionnements apportés à la méthode précédente, par l'expérience, tant à l'usine de Ripley qu'à celle de Widness. *Methods of treating and separating the metals contained in certain complex ores and metallic compounds*, par M. F. Maxwell-Lyte M.A; F.C.S; F.I.C, etc., 1883.

quantité de zinc et de cuivre et deviendra alors neutre : la plus grande partie du plomb et de l'argent se séparera aussitôt et se précipitera de la liqueur sur la gangue dans le bac B : la liqueur claire tirée à part, exempte de plomb et d'argent, se trouvera chargée, il est vrai, de zinc, cuivre, etc., mais disposée à une troisième attaque, si on la recharge d'assez d'acide chlorhydrique libre pour reconstituer les 5 à 6 °/₀ nécessaires indiqués plus haut.

Ainsi, ces opérations terminées, le premier bac où le minerai a été attaqué et que nous avons appelé A, contiendra une gangue avec plus ou moins de chlorure de plomb et d'argent, gangue encore humide d'une partie de la liqueur acide de la seconde attaque, liqueur qui contient, outre le zinc et le cuivre, un peu de sesquioxyde de fer. Le minerai, de l'autre côté, dans le second bac d'attaque, que nous avons appelé B, aura perdu la plus grande partie de son zinc et de son cuivre, mais aura acquis, outre les siens propres, des chlorures de plomb et d'argent, tirés de A.

Si, au lieu de décanter, on soumet maintenant à l'ébullition l'acide partiellement saturé par le minerai frais, dans le second bac B, et qu'on fasse une nouvelle charge fraîche d'acide, on chlorurera le plomb et l'argent de la nouvelle fournée de minerai de B. Par décantation de B sur une troisième charge de minerai, dans A, on enlèvera le plomb et l'argent de la deuxième charge. Reportant sur B et précipitant par refroidissement et répétant cette double opération indéfiniment, il est clair qu'on obtiendra toujours : d'un côté, des liqueurs (partiellement neutralisées et refroidies) riches en zinc et en cuivre, mais pauvres en plomb et en argent, — et, de l'autre côté, la gangue humide avec de l'acide contenant le plomb et l'argent complètement chlorurés. Les liqueurs décantées et refroidies seront parfaitement neutres, n'emporteront dans leurs solutions que des traces insignifiantes de plomb et d'argent, et la presque totalité des métaux plomb et argent restera à l'état de chlorures sur la gangue.

Dans la pratique, pour aller vite il n'y a aucun inconvénient à décanter les liqueurs chaudes, après repos; car les chlorures de plomb et d'argent se précipitent dès le premier refroidissement. Quelques traces de ces métaux sont entraînées dans la liqueur chaude décantée, mais celles-ci, quand les dissolutions sont faiblement acides (zingueuses ou cuivreuses), précipitent et déposent par simple refroidissement les quelques traces de chlorures d'argent et de plomb qui peuvent avoir été enlevées [1].

Il n'est pas même nécessaire, pour attaquer le minerai, d'employer de l'acide chaud, comme nous venons de l'indiquer. Si le minerai est bien calciné et réduit en poudre fine, après avoir passé par un tamisage à travers une toile métallique de 60 mailles au pouce carré ($0^m,23$), on peut se dispenser de chauffer l'acide avec le minerai. L'attaque demande un peu plus de temps pour devenir complète. D'un autre côté, certains minerais réfractaires refusent de faire l'abandon de la totalité

1. Ce résultat par ce mode de traitement n'est pas atteint en pratique d'une manière absolue; mais suffisamment, avec des solutions faiblement acides et diluées de chlorure de zinc et de chlorure de cuivre. On constate que le chlorure de plomb est moins soluble dans l'acide chlorhydrique froid et faible, que dans une solution d'acide chlorhydrique froide et concentrée, ou d'eau chaude pure; et que le chlorure d'argent est beaucoup moins soluble dans des solutions froides et faibles que dans des solutions concentrées d'acide chlorhydrique ou de chlorure de zinc.

de leur zinc à l'acide froid. Cependant si l'acide froid peut être employé (ce qu'on déterminera facilement par une expérience de laboratoire), il est préférable, à cause de moindre travail et des moindres dépenses, de laisser bien se déposer les chlorures, avant la décantation : pratiquement parlant, il n'y aura que très peu de chlorure de plomb ou d'argent en train.

841. C. **Séparation du zinc et du cuivre.**

La liqueur acide de zinc et cuivre, qui provient des attaques successives des charges de minerai par l'acide chlorhydrique, contient du chlorure de zinc et de cuivre, ainsi que des chlorures de quelques autres bases solubles du minerai (particulièrement du fer, de l'alumine, de la chaux et quelques silicates solubles). La liqueur zingueuse, après avoir éte refroidie, est neutralisée par de la craie : la craie, agitée avec la liqueur, fait effervescence : le fer et l'alumine contenus sont pour la plus grande partie précipités; une certaine quantité de fer seule reste dans la dissolution (il provient du minerai calciné, qui peut l'avoir contenu à l'état, soit de sulfate, soit de protoxyde). Si la liqueur est jetée sur un filtre, on sépare ce précipité de fer, contenant accidentellement un excès de craie, ainsi que de la silice et de l'alumine, si ces matières sont présentes; la liqueur filtrée ne contiendra alors que le cuivre et le zinc. Si l'opération a été soigneusement conduite, on ne trouve pas plus de 0gr,1 d'argent dans la dissolution, par chaque 10 litres de liqueur de zinc; cet argent peut être récupéré, au moyen du plomb spongieux, dont il sera question tout à l'heure. On peut encore extraire directement le cuivre et ces traces d'argent, par l'immersion de plaques ou de fragments de zinc dans la liqueur filtrée et neutralisée et achever, en précipitant le zinc extrait à l'état d'oxyde, par une solution bouillante de lait de chaux.

De récentes expériences ont démontré que de faibles quantités de cuivre contenues dans la liqueur de zinc peuvent être extraites ainsi, par l'addition d'une petite quantité de craie ou de lait de chaux, en insufflant en même temps de l'air dans la liqueur, comme dans le procédé d'oxydation de Weldon.

L'addition d'une petite quantité de chlorure de chaux ou de peroxyde de plomb facilite la réaction. Dans ce dernier cas, le cuivre se trouve transformé en oxychlorure de cuivre, souvent légèrement argentifère; il entraîne avec lui des traces d'argent précipitées en même temps que d'autres métaux présents. Si l'on emploie du chlorure de chaux, le manganèse, le nickel, le cobalt, et autres métaux, susceptibles d'être précipités à l'état de peroxydes, se trouvent dans le précipité. Certaines de ces substances, pouvant avoir une valeur occasionnelle, sont recouvrées de cette façon.

La quantité exacte d'acide chlorhydrique dépensée pour l'attaque, dépend, dans chaque cas, de la composition du minerai traité. Pour traiter le *welsh bluestone*, la pierre bleue du pays de Galles, il faut environ 5 $^1/_2$ à 7 d'acide, contenant 15 pour 100 d'acide chlorhydrique libre, pour 1 de minerai calciné. Pour d'autres minerais, la quantité se détermine aisément par une expérience préalable, exécutée au laboratoire sur une petite échelle; la quantité requise peut également être calculée *à priori*, à l'aide d'une analyse du minerai.

En pratique, il est démontré que, même en doublant la quantité d'acide chlorhydrique nécessaire pour attaquer et chlorurer les bases solubles (le fer non

compris), on n'introduit dans la dissolution froide de zinc obtenue que de légères traces de plomb ou d'argent. Le zinc et la plus grande partie du cuivre peuvent donc être isolés et séparés à l'état de chlorures, et décantés à part des chlorures de plomb et d'argent qu'on laisse insolubles, soit dans les liqueurs refroidies, soit sur la gangue.

842. D. **Séparation du plomb.**

Pour abréger, nous appellerons *Saumure* (*Brine*) une dissolution concentrée[1] de sel marin. Il faut 22,5 litres de saumure par kilogramme de plomb contenu dans la charge du minerai, pour dissoudre tout le chlorure de plomb. A cet effet, on la porte à l'ébullition et on la verse chaude sur la gangue, chargée de chlorures d'argent et de plomb cristallisés : on opère de même sur la partie de chlorure séparée de la dissolution de zinc par refroidissement. Le plomb et l'argent sont entièrement dissous ; la saumure est retirée, aussi chaude que possible, dans un bac ou cuve ; là on la laisse se refroidir ; elle dépose de nouveau à l'état de chlorure cristallisé tout son plomb, mais en gardant le chlorure d'argent : ce métal est entièrement retenu dans la solution. Il n'atteint pas au delà du $^1/_{150}$ du poids du plomb, si on ne dépasse pas 1 litre de saumure, pour chaque $0^{gr},1$ d'argent métallique contenu dans le minerai.

843. E. **Séparation de l'argent.**

L'argent, dans ces minerais mixtes, se rencontre assez rarement en quantité surabondante par rapport au plomb, pour que la proportion de saumure nécessaire à la dissolution totale du plomb à chaud ne soit pas généralement suffisante à la dissolution de tout l'argent. Rien n'empêche d'ailleurs d'augmenter la dose de matières plombeuses, afin que tout l'argent soit couvert, c'est-à-dire pris et retenu intégralement par le chlorure de sodium dans les solutions refroidies.

En effet, le chlorure de plomb est soluble dans une dissolution concentrée de chlorure de sodium (*saumure bouillante*), qui en prend environ 53 $^3/_4$ parties (correspondantes à 40 de plomb métallique) pour 100, en volume : en se refroidissant à la température ambiante, cette solution dépose le chlorure en cristaux, jusqu'à ce qu'il ne reste plus en dissolution qu'environ 10,8 de chlorure de plomb (correspondant à 8 de plomb métallique), dans 1000 litres de saumure.

L'argent, dans ce même liquide, est soluble dans la proportion de 1 de chlorure d'argent (correspondant à 0,75 d'argent métallique) pour 1000 de saumure, à la température de 10° à 12° C. A environ 25 ou 26° C., elle retient 1,20 de chlorure d'argent pour 1000 de saumure et une quantité double lorsqu'on s'approche du point d'ébullition.

La présence du chlorure de plomb dans la saumure ne paraît pas influer sur la solubilité de l'argent à l'état de chlorure d'argent, tant qu'on reste dans les limites

1. Les dissolutions concentrées de chlorures alcalins ou alcalino-terreux peuvent au besoin remplacer la saumure ; partout où nous indiquons l'usage de cette dernière, elles peuvent lui être substituées. Dans les pays où le sel est trop cher, le chlorure de calcium résultant, comme on le verra plus loin, de la précipitation de l'oxyde de zinc, peut être employé comme succédané du chlorure de sodium ; il est même un meilleur dissolvant des chlorures de plomb et d'argent, que la solution de chlorure de sodium. Le chlorure de magnésium sert également. (F. Maxwell Lyte.)

de faibles teneurs. La solubilité du chlorure d'argent dans la saumure présente des conditions assez spéciales et des limites caractéristiques de sursaturation. Ainsi : la saumure chaude, saturée de chlorure d'argent, restera parfaitement claire en se refroidissant, à moins que quelques causes étrangères ne déterminent une modification ou un changement; l'introduction, par exemple, d'un cristal solide de chlorure d'argent la tourne immédiatement et totalement à l'état laiteux.

Quand donc les chlorures de plomb et d'argent se trouvent tous deux en présence, ils sont tout d'abord dissous, et si la saumure a été prise en quantité suffisante eu égard à la teneur en argent, tout le chlorure d'argent est retenu dans la dissolution, même pendant et après le refroidissement : c'est, on le voit, le contraire du plomb, dont la presque totalité se dépose à l'état de chlorure cristallin par refroidissement.

844. 6. **Traitement du chlorure d'argent pour plomb riche.**

On sépare la saumure froide argentifère du précipité de chlorure de plomb et on y introduit des plaques de zinc métallique : le peu de chlorure de plomb demeuré en dissolution, et la totalité du chlorure d'argent, sont aussitôt réduits ensemble et précipités, sous forme d'une masse spongieuse métallique de plomb et d'argent, tandis que le zinc passe en dissolution, à l'état de chlorure. Il suffit de précipiter la petite quantité de plomb de la saumure en plomb spongieux, qui suffit à ramasser graduellement tout l'argent contenu dans la saumure argentifère, en fournissant par suite du plomb très argentifère; la coupellation ultérieure devient de la sorte une opération fort courte.

Les charges successives de saumure argentifère sont reçues dans un bac spécial consacré à cet objet. Les flocons de plomb spongieux, qu'on fait voyager et flotter au-dessus du liquide, tirent tout l'argent de chacune des charges successives de saumure, qui se trouve finalement complètement désargentée.

On voit donc qu'on s'arrange de manière à ce que cette saumure soit incomplètement précipitée par le zinc du chlorure de plomb, en y laissant volontairement une fraction du plomb pris au minerai, mais point d'argent, après flottage suffisant; elle peut par suite être enlevée du bac et employée plusieurs fois, pour retirer le plomb et l'argent des charges successives de minerai. Cette régénération de la saumure est un fait important : elle sert indéfiniment à déposer le chlorure de plomb du minerai en cristaux dans un bac spécial, et tout l'argent, avec un peu de plomb, dans un autre bac; par cette simple manipulation, le même liquide revient à plusieurs reprises, avec un nouveau pouvoir dissolvant.

L'emploi du plomb spongieux pour faire la cueillette de l'argent est un artifice qui permet et facilite la séparation ultérieure de l'argent et son raffinage : il est pour ces raisons un réactif préférable au fer, cuivre ou tout autre métal, qui pourrait être proposé comme moyen de recueillir l'argent.

Le double fait 1° de conserver l'argent dans la saumure, mélangé avec quelque plomb, et de le retenir en dissolution, même après refroidissement, et 2° d'utiliser indéfiniment la même saumure employée comme véhicule et dépositaire du plomb d'un côté et de l'argent de l'autre, caractérisent cette méthode. Toutes les fois que la proportion de saumure sera suffisante pour retenir la totalité de l'argent en dissolution à son tour, la totalité de ce métal pourra être enlevée du bac, en laissant à chaque opération la saumure exempte d'argent.

Les procédés de Pattinson, de MM. Luce et Rozan — ainsi que tous les autres procédés employés pour la désargentation et qui ont pour but de concentrer préalablement l'argent dans le plomb, pour ensuite le soumettre à la coupellation — disparaissent. A l'aide du traitement au zinc, tel que nous venons de le décrire, l'argent est obtenu dans le plomb spongieux enrichi ; et ce dernier est suffisamment riche, pour passer immédiatement à la coupellation [1].

En chauffant la saumure pendant le flottage du plomb poreux, on accélère beaucoup l'opération; un bac d'une contenance de 3000 litres, peut être désargenté en quelques heures. Quand la saumure contient des traces de cuivre provenant du minerai, il est préférable d'augmenter la quantité de plomb dans le précipité afin de diviser de cette manière le cuivre qui pourra passer plus facilement à la coupellation.

Le plomb ne sera plus alors qu'à environ 2 ou 4 pour 100 d'argent ; mais il sera encore vingt à quarante fois plus riche que le plomb brut argentifère ordinaire soumis au pattinsonnage à bras ou mécanique et deux ou quatre fois plus riche que celui que l'on enrichit et concentre à la coupelle (Plomb de concentration. Voir Désargentation des plombs).

La quantité de plomb précipité est proportionnelle à la durée de l'immersion du zinc, à la quantité de zinc immergé et à la température de la saumure.

Les précipités de plomb spongieux argentifère se chargent facilement de 28 à 30 pour 100 d'argent, même dans le cas de minerais contenant fort peu d'argent (250 à 300 grammes par tonne).

On peut employer pour cette précipitation, au lieu de zinc, de la poussière de zinc; au lieu de plomb spongieux pour recueillir la totalité de l'argent, on peut aussi introduire dans la saumure argentifère un précipité de sulfure de plomb ou de cuivre : ce dernier moyen de ramasser l'argent de la saumure n'est pas aussi efficace que celui du plomb spongieux; le sulfure d'argent formé doit toujours être détruit ensuite, pour aller à la coupelle.

Nous venons de décrire les différentes réactions chimiques caractéristiques du procédé, qui s'applique au traitement des minerais complexes et des composés métallifères, quelle que soit la proportion du plomb, du cuivre et du zinc, métaux si difficiles à séparer, aussi bien par préparation mécanique que par voie de fusion. Nous réservons pour la fin de cet article la description des modifications du procédé, quand l'antimoine accompagne en proportion notable les minerais d'argent.

B. DESCRIPTION DES APPAREILS ET DES MANIPULATIONS.

845. **Appareils.** Nous passons maintenant à la description des appareils industriels. Les fig. 170 et 171 en donnent les dessins.

1. Les principaux avantages de l'emploi du plomb poreux ou spongieux sont : qu'il peut être produit sur place, et dans le corps même du liquide, au moment où l'on en a besoin. Il présente des surfaces étendues, fraîches, pour saisir l'argent : sa légèreté, sa porosité, son état de finesse et de grande division, en flottant à travers le liquide, lui communiquent une particulière activité pour recueillir le métal fin. Des feuilles de plomb, de la limaille fine de plomb, du fil de plomb, etc., peuvent à la rigueur être employés. Des saumons de plomb, des barres ou des lames de ce métal ne

Ces appareils peuvent subir, suivant les localités, des variations et des modification de formes, pouvu que les principes essentiels du procédé demeurent conservés.

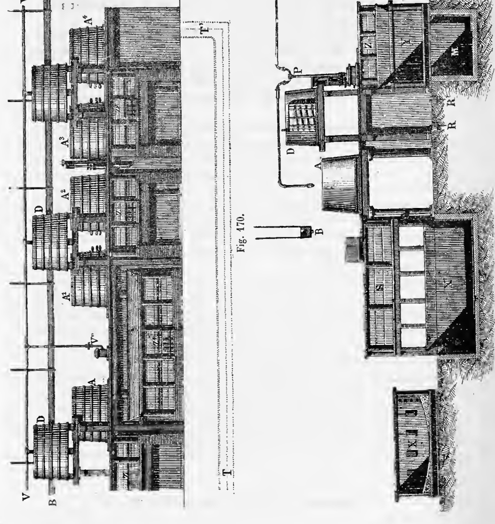


Fig. 170.

Fig. 171.

A^1 et A^2 sont deux bacs d'attaque accouplés ; de même A^3 et A^4 ; ils sont coniques (voir fig. 170), en bois de sapin, enduits de pétrole. On peut les garnir de dalles

réussissent plus et sont parfaitement inertes, sans doute parce que la surface de précipitation est trop petite, et parce qu'ils se recouvrent d'un dépôt, qui les rend inactifs, après un temps d'immersion très court. Peut être l'hydrogène, provenant de la décomposition de l'eau par le zinc, produit-il une attraction catalytique, par capillarité, Cette sorte d'endosmose de l'argent et du plomb, à la tem pérature ordinaire, provoquant la décomposition d'un sel aussi stable que le chlorure d'argent, ne laisse pas que d'être un phénomène aussi nouveau que curieux.

trachytiques ou volcaniques (du Yorkshire), et les construire en toute autre matière capable de résister à l'acide. Ils ont une épaisseur de douves au moins de 1 centimètre, environ 2 mètres de diamètre à la base, $1^m,80$ au sommet et $1^m,20$ de profondeur. Les bacs d'attaque A^1 et A^2 travaillent ensemble, de manière à ce que l'acide d'attaque, comme il a été dit, soit aisément décanté d'un bac dans l'autre. Ces bacs sont rangés sur une plate-forme, à environ $2^m,60$ au dessus du niveau du sol, et, à l'aide de la tuyauterie de vapeur VV', ils reçoivent la chaleur nécessaire pour le travail des injecteurs en grès ou mieux de Kœrting. On en construit également qui admettent la vapeur par des tuyaux de toile revêtus de caoutchouc, renforcés soit par des tubes internes de fer ou une hélice de fil métallique, pris entre deux plis de caoutchouc, afin de présenter une résistance suffisante à la pression. Ces injecteurs ou barboteurs peuvent être installés sur de petites plates-formes mobiles, isolées, et les bacs disposés de manière à être élevés à volonté par une presse hydraulique ou déplacés, en courant sur des rails. Les presses peuvent elles-mêmes être établies de manière à pouvoir circuler et voyager d'un bout de la plate-forme à l'autre ; elles permettent ainsi, en combinaison avec des monte-jus ou des injecteurs ou des transvaseurs mobiles, de faire rapidement les décantations des liqueurs d'un bac dans l'autre, ainsi que les vidanges [1].

A un niveau plus élevé — à 15 ou 20 centimètres au-dessus du bord supérieur des bacs A^1 et A^2, ou à $1^m,60$ au dessus du niveau de la plate-forme, — se trouve le bac D de saumure chaude (fig. 170 et 171). On la fait bouillir, quand cela est nécessaire, soit par un barboteur de vapeur, consistant en un tube hélicoïdal de cuivre ou de plomb antimonieux (plomb laque des usines de désargentation ou des caractères d'imprimerie), soit au moyen d'un double fond en cuivre, avec chambre de vapeur inférieure. Une simple inspection des figures fera comprendre au lecteur le but du canal de l'acide B et le jeu du robinet à acide qui permet de le transporter sans travail dans les bacs. Le bac D, représenté fig. 171, indique comment la vapeur est installée pour que l'eau condensée soit expulsée au dehors.

La vapeur en général est admise au moyen d'un tube en toile recouvert de caoutchouc, assez pesant à son extrémité, pour qu'elle ne puisse souffler en dehors du liquide. Ce tube, de longueur suffisante pour pouvoir atteindre le fond de chaque paire de bacs, est protégé intérieurement et extérieurement par une toile de caoutchouc, afin de garantir les spires internes métalliques contre l'action corrosive de l'acide et de la saumure, dans lesquels il doit plonger successivement et alternativement. Il faut éviter qu'aucun métal ne soit mis au contact des liqueurs dans les bacs d'attaque.

Les charges des bacs sont remuées à bras, mais il est beaucoup plus économique de les agiter mécaniquement. A cet effet, une transmission installée longitudinalement au-dessus des bacs, actionne pour chacun d'eux un agitateur en bois — sapin ou chêne imprégné d'huile lourde de pétrole, — et relié à l'arbre principal de couche par un jeu d'engrenage ou de roues dentées. C'est au-dessous de la plate-forme et de chaque côté, que se trouve une série de citernes en maçonnerie ou tôle, où l'on reçoit les liqueurs : d'un côté, les citernes Z^1, Z^2, Z^3, etc., pour recueillir et traiter les

1. Ces machines peuvent être également adaptées à faire descendre et remonter des bacs aux divers niveaux, dans le but d'y verser des liqueurs, ainsi qu'à les soulever ou les vider.

liqueurs acides de zinc ; de l'autre côté, les citernes S^1, S^2, etc., pour recevoir et traiter la saumure. Les dispositions sont aisées à comprendre, en jetant les yeux sur les figures. Les citernes spéciales, dans lesquelles on précipite l'argent de la saumure, à peu près débarrassé de sa plus grande partie de chlorure de plomb, sont représentées en X^1 et X^2. Elles sont couvertes pour les abriter des poussières, etc.; elles sont munies d'un barboteur, ou tout autre appareil convenable pour les chauffer, lorsqu'on veut accélérer la désargentation.

Si on emploie la vapeur, le barboteur peut être en cuivre ou en plomb antimonieux ; le plomb pur serait rapidement corrodé. Les fonds de ces citernes présentent une inclinaison vers l'avant, du côté de la face, comme l'indique le dessin ; de cette façon, il est plus aisé de faire la cueillette du plomb argentifère.

Chaque bac d'attaque est muni de trois ou quatre chevilles en bois servant à boucher des trous, percés dans le sens d'une même arête verticale, et garnies d'un tube en caoutchouc; elles sont placées à divers niveaux, dans la partie basse du bac, pour servir de robinets de décantation ; les bouts de ces tubes, lorsque l'on ne s'en sert pas, peuvent être rejetés sur les bords supérieurs des cuves. De cette façon la vidange de la liqueur se fait graduellement et sans violente agitation. En abaissant successivement chaque tuyau d'un même bac, et en commençant par le plus élevé, les liqueurs coulent claires, sans entraîner de gangue.

Les cannelles ne sont guère employées, parce qu'elles se bouchent rapidement de chlorure de plomb cristallisé ; comme les tuyaux sont flexibles et les chevilles de bois droites, on peut les tenir facilement nettes. Les chevilles sont exclusivement en bois et en caoutchouc, pour éviter le contact des liqueurs avec des matières métalliques pouvant précipiter l'argent.

Au lieu de ces chevilles, on peut également employer un siphon recouvert de caoutchouc pour soutirer les liqueurs. Pour le bac D, un arrangement similaire de chevilles placées à sa partie inférieure, permet de couler rapidement dans chaque bac d'attaque la saumure bouillante. Un bac spécial ou une citerne pour la fabrication de la saumure fraîche et contenant à cet effet un excès constant de sel, sert à alimenter le réservoir de saumure d'où on la prend pour le bac de la désargentation. Ce réservoir peut être en bois ou en fer doublé de plomb, et placé dans le sous-sol, qu'il peut occuper dans la totalité de sa longueur : des trous pour les pompes et des trous d'homme pour le nettoyage traversant le plancher sont ménagés.

846. **Manipulations.** — Voici la marche du travail technique pour le traitement métallurgique du *blue stone* ou « pierre bleue ».

847. Le minerai est calciné, pulvérisé et tamisé, à travers un crible en toile métallique, à 25 mailles au centimètre carré. Supposons le procédé en roulement[1] : une demi-tonne environ de minerai calciné et pulvérisé se trouve chargée dans le bac d'attaque A^1, tandis que la liqueur acide, partiellement saturée de l'attaque antérieure, se trouve décantée dans le bac A^2. La liqueur y est portée à l'ébullition, agitée pendant une heure ou une heure et demie, puis laissée en repos. Aussitôt

1. Le procédé étant continu, nous supposons les opérations en plein fonctionnement

qu'elle est claire, elle est séparée du précipité de chlorure de plomb produit par refroidissement et on la conduit dans une des citernes Z^1 ou Z^2. Une quantité fraîche d'acide est versée, jusqu'à une hauteur d'environ $0^m,50$ en contre bas du bord du bac et chauffée. Après agitation, suivie d'une heure de repos, la liqueur est amenée dans A^2, soit en soulevant le bac A^1, soit en descendant le bac A^2, soit encore au moyen des injecteurs. On charge ensuite 1/2 tonne de minerai pulvérisé et calciné. A^1 est maintenant prêt pour le traitement par la saumure.

La même manipulation (ébullition et agitation) est répétée dans A^2 et sa liqueur claire est à son tour séparée du précipité et apportée dans une des citernes Z^1 ou Z^2, etc.

Le contenu du bac D, de la saumure, porté à l'ébullition est coulé rapidement dans A^1, où on la chauffe encore une seconde fois. L'introduction de la vapeur dans l'acide froid donne lieu à une augmentation de volume, d'environ $\frac{1}{6}$, par suite de la condensation de l'eau; dans le cas où elle est faite dans la saumure déjà chaude, celle-ci ne prend que des quantités additionnelles insignifiantes d'eau[1]. La saumure, chauffée dans A^1 pendant une demi-heure ou trois quarts d'heure, est constamment remuée. On couvre et on laisse reposer pendant deux heures, au bout desquelles la liqueur, devenue parfaitement claire, est transportée dans une des citernes S^1 ou S^2.

Si la gangue retient encore du chlorure de plomb, une nouvelle dose de saumure bouillante est versée dans A^1, chauffée et reposée. On la décante, lorsque la gangue du bac A est entièrement dépouillée de plomb et d'argent. Enfin la gangue est à son tour enlevée, placée sur un égouttoir, qu'on dispose de façon que les gouttes, s'ajoutant à la saumure, dans S^1 ou S^2, ne soient point perdues.

Le bac A^1 reçoit alors une charge fraîche de 1/2 tonne de minerai, et le liquide de A^2, qui est le second acide transvasé de A^1, est coulé à son tour dans Z^1. On le recharge d'acide frais, on chauffe, laisse reposer et on décante dans A^2, qui est alors traité par la saumure, exactement comme l'a été A^1.

A cet instant, le second bac de chaque couple, redevient le premier : aucune liqueur, bien entendu, n'est envoyée dans Z^1 ou Z^2 sans avoir circulé sur deux lots de minerai (un lot dans chaque bac d'attaque), le dernier lot étant du minerai frais et qu'avant d'éliminer et de rejeter la gangue, elle a dû d'abord être traitée par la saumure.

Les rôles de la saumure et de l'acide sont les suivants : la saumure se charge

1. En employant la vapeur surchauffée ou l'air chaud, l'emploi du bac séparé D peut être évité, et la saumure chauffée directement en contact avec le minerai, dans A^1. De là, encore chaude, on peut l'envoyer, par les pompes, directement dans X^1 ou X^2, après un intervalle de repos suffisant pour que, avant de l'extraire, le chlorure de plomb argentifère ait pu se précipiter en grande partie de la liqueur.

La saumure peut même être chauffée par la vapeur nue sur le minerai, dans le bac d'attaque, et le degré voulu de concentration peut être entretenu par une addition fréquente et convenable de sel : l'eau superflue, amassée par condensation, est renvoyée, pour son évaporation ultérieure, dans un réservoir séparé, où elle est chauffée, en lui insufflant de l'air chaud.

Si, ainsi qu'il a été dit, au lieu de sel, on emploie les solutions concentrées de chlorures alcalino-terreux, il n'est pas besoin qu'elles soient aussi saturées que la saumure; car lorsque par la vapeur condensée, elles se trouvent étendues d'eau, leur pouvoir dissolvant n'en est pas diminué. Chauffées avec de la vapeur d'eau ou de l'air chaud, en contact direct avec le minerai préalablement chloruré, elles dissolvent aussi parfaitement le chlorure d'argent que la saumure la plus saturée. Le bac D peut alors être supprimé, pourvu que les précautions nécessaires soient prises pour maintenir le degré de concentration tant de la saumure que des autres liqueurs salines qu'on emploierait à sa place.

de plomb et d'argent, pendant que l'acide se charge de zinc et de cuivre, et d'un peu de plomb et d'argent; mais ces derniers métaux transportés ne tardent pas à se déposer de la liqueur acide de zinc, par refroidissement. (Quand les bacs Z^1 ou Z^2, où de petits dépôts de chlorure de plomb se sont faits à la longue, sont vidés, on balaye et recueille ce précipité de chlorure de plomb argentifère facilement). Soit qu'il soit ajouté au minerai, dans un bac d'attaque, ayant une charge de saumure versée, soit qu'il soit traité séparément avec une charge de saumure, le plomb et l'argent entrent finalement en dissolution dans la saumure. Ainsi qu'il a été dit, si l'on emploie pour l'attaque ou la chloruration du minerai de l'acide froid, l'enlèvement d'une portion d'argent et de plomb (qui ne sont entraînés que parce que la liqueur de zinc est chaude) n'existe plus et est évité.

Pour chacun des quatre bacs d'attaque, soit deux paires de cuves, il faut une citerne Z, de dissolution de zinc acide, et une citerne S, de saumure, remplies en 10 heures chacune; il faut 40 heures pour refroidir et déposer le chlorure de plomb; si chaque paire de 4 bacs a à son service 2 citernes de solutions acides de zinc Z^1, Z^2, et 2 citernes de saumure S^1 et S^2, le travail sera continu, parce que Z^2 et S^2 font leur service pendant que Z^1 et S^1 se refroidissent, et réciproquement.

Nous avons dit que la saumure froide des bacs S^1 ou S^2 laisse déposer le chlorure de plomb; la liqueur claire, contenant encore des traces de chlorure de plomb et tout l'argent, est portée dans un des bacs de désargentation X^1 et X^2, pour y être dépouillée de l'argent.

Par les temps chauds, il convient de faire un refroidissement artificiel, avec de l'air comprimé refroidi, pour accélérer le dépôt de chlorure de plomb dans la saumure. Les appareils de MM. J. et E. Hall, de Dartford (Kent), exécutent ce travail à l'usine de Widness. Six machines refroidissent les liqueurs, qui correspondent au traitement de 20 tonnes par jour de minerai calciné. Généralement le premier refroidissement des liqueurs est obtenu économiquement par l'insufflation d'air ordinaire non refroidi et l'on n'a recours à l'air refroidi mécaniquement que lorsque, pour gagner du temps, il est nécessaire d'obtenir rapidement la température finale requise.

On a dépouillé, de la sorte, la saumure de son chlorure de plomb dans S^1 ou S^2; elle retient tout l'argent, avec un peu de plomb (environ 0,8 pour 100); on l'amène alors dans les bacs X^1 et X^2 de désargentation.

En y suspendant des plaques de zinc, on produit le précipité de plomb métallique (appelé en chimie: arbre de Saturne); de temps en temps on les gratte, pour nettoyer le zinc. Quand une quantité suffisante de cette éponge de plomb flotte dans la saumure, on retire le zinc. Tout le plomb n'est pas précipité à ce moment-là : on cherche au contraire à produire une précipitation fractionnée de ce métal. En agitant la saumure de temps en temps, avec un râteau de bois, l'éponge de plomb prend tout l'argent de la saumure. En se servant de poussière de zinc, pour remplacer les plaques de la désargentation, il suffit de la répandre çà et là dans la saumure en agitant. (Même opération pour précipiter par les sulfures.)

Il faut avoir soin toutefois d'avoir un excès de plomb spongieux dans le bac de désargentation; si la saumure désargentait trop lentement, il ne faudrait pas hésiter à remettre le zinc une seconde fois, pendant quelques heures. Suivant qu'on aura précipité plus ou moins de plomb spongieux, l'argent plombeux obtenu sera

plus ou moins argentifère. On peut toujours s'arranger de manière à obtenir, du premier conp, du plomb assez riche en argent, pour passer directement à la coupelle; il sera certainement toujours plus riche que celui obtenu par tout autre procédé connu. La teneur de ce précipité argentifère varie de 1 à 25 et même 50 pour 100 d'argent.

848. La petite quantité d'acide (environ 1 pour 100) qui accompagne toujours la saumure et prise au minerai, fait dégager au contact du zinc des bulles d'hydrogène, qui gonflent le plomb, le rendent léger, spongieux, finement divisé et le font flotter; il présente une grande surface d'absorption pour recueillir l'argent, et, par ce fait, chaque morceau de plomb devient finalement de l'argent plombeux, qui, en flottant dans le bain, attire à lui le reste de l'argent disséminé. Un peu de chlorure de plomb entraîné lors de la réduction du chlorure d'argent, se trouve mélangé au précipité de plomb argentifère dans le bac de désargentation. Il est aisé de le réduire par le zinc, avant de traiter par fusion; on augmente, il est vrai, de la sorte la proportion du plomb dans l'argent. On peut aussi l'extraire par l'eau et par de la saumure chaudes; on laisse alors le précipité argentifère plus riche, puisqu'on diminue la proportion de plomb. On accélère favorablement la désargentation, en chauffant la saumure jusqu'à ébullition, à l'aide d'un serpentin de vapeur (en cuivre ou en plomb antimonieux).

Les chlorures de plomb, déposés de S^1 ou S^2, peuvent recevoir une application industrielle. En les purifiant par cristallisation, ils peuvent être utilisés par les manufactures d'oxychlorure de plomb, peinture fort courante dans les ports de mer d'Angleterre.

Quant à la saumure sortant du bac de désargentation X, elle est amenée par une pompe P dans le bac D, ou dans un réservoir *ad hoc;* il convient de temps en temps (cela n'est pas nécessaire à chaque opération) de la débarrasser du fer, de l'alumine, de la silice, etc., et de l'acide entraîné qu'elle peut contenir. A cet effet, on la coule dans la citerne X^5. Ce cuvier, en bois ou en fer doublé de plomb, est installé à un niveau tel que la saumure de X^1 ou X^2 puisse y être facilement amenée. Avec un peu de craie ou un lait de chaux, qu'on incorpore à la liqueur, pendant qu'on l'agite vivement, on la rend neutre; comme elle a pris quelque peu d'acide sulfurique au minerai, il résulte de cette action un dépôt de sulfate de chaux insoluble, qui en se précipitant, entraîne avec lui le fer, l'alumine et la silice.

Un peu de chlorure de chaux, jeté ensuite dans la liqueur, pour peroxyder le fer présent, rend la précipitation plus complète. Aussitôt que la saumure est neutre, le fer, l'alumine, etc., sont séparés, en obligeant la liqueur à passer dans un filtre-presse, représenté figure 172, roulant au besoin sur des rails, et desservant successivement plusieurs bacs. La saumure clarifiée est envoyée dans un réservoir spécial, qui sert de magasin pour la conserver. Un peu de sel est placé dans ce réservoir, pour atteindre constamment le degré voulu de concentration.

849. Les manipulations que nous venons de décrire peuvent se résumer comme suit :

1° Broyage;

2° Grillage (*Calcination*) ;

3° Second broyage du minerai, qui doit être finement tamisé;

4° Chloruration ou attaque par l'acide chlorhydrique; décantation de la liqueur zinco-cuivreuse, en laissant sur la gangue ou résidu du minerai, le plomb et l'argent, à l'état de chlorures insolubles;

5° Attaque de la gangue ou résidu par la saumure bouillante, dans laquelle les chlorures d'argent et de plomb se dissolvent.

6° Décantation de la solution de saumure encore chaude, dans de vastes réservoirs ou citernes de refroidissement, où elle dépose les $\frac{4}{5}$ du chlorure de plomb qu'elle a pris, mais point de chlorure d'argent.

7° Décantation, pour la seconde fois, de la saumure argentifère, à peu près dépouillée de chlorure de plomb, dans le bac à désargentation ; précipitation et enlèvement de la totalité de l'argent par le plomb spongieux, formé en présence du chlorure de plomb resté dans la liqueur (1/5e) par l'immersion de plaques de zinc.

8° Régénération de la saumure, en précipitant par la craie et le chlorure de chaux.

850. Il nous reste à dire maintenant quel est le traitement que subit la liqueur acide cupro-zingueuse.

Lorsqu'elle est froide et reposée, elle est envoyée dans Z^5, neutralisée avec de la craie et laissée au repos.

La neutralisation par la craie élimine, comme pour la saumure, presque tout le fer et enlève l'acide sulfurique, invariablement présent, soit qu'il provienne de l'acide chlorhydrique du commerce contenant généralement des proportions variables d'acide sulfurique, soit de la blende (car une certaine quantité de zinc est transformée en sulfate pendant la calcination, et amène par suite quelque peu d'acide sulfurique dans la dissolution acide de zinc).

La partie claire de la liqueur est décantée; la filtration du reste de la liqueur, troublée par le précipité de sesquichlorure de fer, est achevée au filtre-presse, ou tout autre mode efficient de filtration. Si la liqueur contient du cuivre, il faut un filtre-presse en bois et en ébonite, sans métal précipitant, avec conduits et pompe de même nature (les conduits et les pièces en fer précipiteraient par cémentation le chlorure de cuivre et inutiliseraient rapidement la pompe).

Avec le Welsh bluestone (pierre bleue du pays de Galles), type fréquent d'une certaine classe de minerai mixte, on obtient après neutralisation par la craie, une solution dont la composition en chlorures métalliques est la suivante :

Zinc	50 à 60	parties
Cuivre	3 à 5	—
Plomb	0,04 à 0,05	—
Argent	0,016	—
Fer	2 à 4	—
Manganèse	2 à 4	—
Chlorure de calcium et autres chlorures calcaires	Indéterminé	
Eau	1000	—

Par l'immersion de plaques de zinc ou de fragments de zinc, le cuivre et les fai-

bles quantités de plomb et d'argent se séparent, comme dans la saumure. Le plomb et l'argent, dans ce précipité mixte, peuvent ensuite être séparés du cuivre soit par fusion, soit par liquation, ou toute autre méthode. Nous préférons celle qui consiste à le reprendre par l'acide sulfurique dilué et qui laisse le plomb intact avec l'argent.

L'argent peut être précipité par le cuivre et même par le fer, dans la liqueur chlorurée; le zinc semble toutefois préférable à tout autre métal, puisqu'il est finalement recouvré ; de plus on évite de souiller la liqueur avec du fer. En employant d'abord ce dernier réactif, puis le zinc, on sépare le cuivre d'une part et le plomb argentifère de l'autre; mais le cuivre retient quelque argent. Disons enfin qu'on a trouvé quelquefois préférable d'extraire le cuivre et les autres métaux de la dissolution de chlorure de zinc en insufflant de l'air, après addition d'un lait de chaux, avec ou sans addition de chlorure de chaux.

851. Par filtration, quel que soit le moyen employé, on obtient définitivement une solution claire de chlorure de zinc neutralisé, qu'on emmagasine dans un réservoir en fer garni de plomb, ou encore dans une citerne en pierre ou en asphalte, M, placée dans le sous-sol. On y suspend quelques morceaux de zinc ou bien on jette des déchets de zinc, pour achever de précipiter les traces d'argent, ainsi que les autres métaux qui peuvent encore se trouver dans le liquide : ce précipité est enlevé de temps en temps.

Le chlorure de zinc dans cet état, exempt de fer, est d'assez bonne vente en Angleterre, où il est considéré comme désinfectant efficace. Quant au cuivre et aux autres métaux qui se présentent dans le précipité, leur valeur est généralement au-dessous des frais et du travail qu'ils occasionnent pour leur extraction.

On réalise encore le chlorure de zinc d'une façon assez courante, en le transformant en oxyde de zinc et chlorure de calcium. Pour obtenir cet oxyde de zinc, on porte à l'ébullition la liqueur additionnée d'un lait de chaux. Par double décomposition, le chlorure de calcium formé reste en dissolution ; l'oxyde de zinc insoluble se précipite : cette opération se fait dans le bac Y.

Les chimistes savent que, quand les dissolutions salines de calcium ou de magnésium sont précipitées au moyen de carbonates alcalins, les précipités sont d'une nature différente, suivant qu'elles ont été précipitées à froid ou à chaud. Dans le cas du carbonate de chaux par exemple, si l'on précipite à froid, il a la forme de la calcite; si l'on précipite à chaud, il prend celle de l'aragonite : le premier est très floconneux, léger, demeure longtemps en suspension; le dernier est un précipité dense, se réunissant rapidement. Les sels de magnésie précipités se conduisent d'une manière similaire : le carbonate de magnésie, engendré dans les dissolutions chaudes, est commercialement appelé carbonate *lourd*, pour le distinguer de celui qu'on précipite dans des dissolutions froides, appelé carbonate *léger*. Quand ces carbonates sont calcinés, ils produisent respectivement de la magnésie calcinée lourde et de la magnésie calcinée légère. Les hydrates de magnésie suivent la même loi que les carbonates. Dans les mêmes conditions de précipitation, ces mêmes différences de densité se présentent et l'on distingue pareillement les hydrates de magnésie précipités par des alcalis caustiques ou par des alcalino-terreux, en lourds et légers, suivant que les dissolutions des sels de magnésie sont chaudes ou froides.

Le zinc appartenant au groupe du magnésium, nous devons naturellement nous attendre à ce qu'il présente des réactions similaires.

En effet, quand les sels de zinc, principalement les chlorures de zinc, sont précipités à froid, par une addition de lait de chaux, l'oxyde de zinc formé est volumineux et floconneux; après quatre heures, il est encore en suspension. Quand il est précipité à chaud, surtout si on maintient la solution bouillante pendant un certain temps, on produit un oxyde très dense; le précipité est rapide et laisse une solution de chlorure de calcium très claire.

Par une précipitation à chaud, l'oxyde de zinc est non seulement plus dense, mais la double décomposition est plus complète. Dans les solutions froides, beaucoup de chlorure de zinc reste indécomposé; s'il n'est pas enlevé par le lavage, il reste combiné avec l'oxyde de zinc qui fournit, après séchage, un oxychlorure plus ou moins basique; l'oxyde précipité à chaud peut être lavé et rendu exempt de presque toute trace de chlore. Séché et comprimé en briques ou boules, il présente une densité presque égale à celle de la blende ou de la calamine calcinée.

Pour le livrer aux usines métallurgiques qui doivent traiter cette matière comme minerai, par la méthode de sublimation, on peut, avant de le comprimer, lui incorporer du charbon, qui dans les cornues où se fait la production du zinc métallique, par distillation, est l'agent réducteur. L'opération ultérieure de réduction dans la cornue est matériellement favorisée et accélérée par l'union intime et la ténuité de ces matières; il y a de la sorte économie de temps et de combustible [1].

L'installation de l'atelier pour le traitement du chlorure de zinc et la production de l'oxyde de zinc est composée de deux cuviers Y, ou bouilleurs, de 6 mètres de longueur sur 3 mètres de profondeur, chauffés par injection de vapeur, à l'aide d'un ou de deux tubes placés en face l'un de l'autre et installés à environ $1^{m},20$ au-dessus du niveau du sol avec des agitateurs mécaniques.

Chaque cuvier est garni de deux cannelles : l'une est placé sur le côté, pour retirer la liqueur claire et l'eau de lavage; l'autre est située près du fond du cuvier, pour retirer l'oxyde qu'on fait arriver et déposer sur des filtres-lits, afin d'égoutter parfaitement l'oxyde de zinc obtenu.

852. Chaque filtre-lit a une surface filtrante de $3^{m},60$ sur $4^{m},50$ et une profondeur d'environ $0^{m},65$. Ces filtres sont pneumatiques; ils sont enfoncés dans le sol, bordés d'un railway de chaque côté, sur lequel des trucs peuvent courir pour recevoir l'oxyde de zinc humide ou égoutté. Le filtre, supporté sur de fortes barres transversales en fer galvanisé, entre-toisées par des barres de fer longitudinales, est formé par un treillis en fil de fer également galvanisé, sur lequel on place une couche de gravier grossier, puis des couches successives de sable de plus en plus fin : la dernière couche, en remontant, est très fine et on la recouvre de barres plates de fer galvanisées, pour donner un corps à tout le système. L'oxyde de zinc, entassé à la pelle de bois au-dessus de cette surface des filtres-lits, y est soumis à l'égouttage.

Sous le filtre-lit, se trouve une chambre ou cave-réservoir, dans laquelle les li-

1. Un chargement de blende calcinée exige 24 heures; un chargement de cet oxyde de zinc, 12 heures; l'absence de plomb préserve les cornues d'une façon extrêmement remarquable (Voir Désargentation des Plombs: p. 166, 168, 340 à 342, 366 à 391, et *Notes finales*, n° LV).

queurs égouttées sont reçues, attirées par le vide qui y est maintenu, au moyen d'un injecteur. Cet injecteur sert en outre au transvasement des liqueurs filtrées dans les diverses parties de l'atelier.

Les bacs où l'on prépare le lait de chaux sont au nombre de deux : un pour chaque cuvier de précipitation ; ils sont munis d'un agitateur mécanique, et, à leur partie supérieure, de pompes. L'hydrate de chaux formé et mélangé d'eau (lait de chaux), alimente chacun de ces cuviers, en y arrivant sous forme de filet faible, mais continu ; une cannelle en cuivre permet de modérer l'afflux.

Un canal en bois amène la matière dans une chausse-filtre rotative, placée dans une position inclinée, qui permet au lait de chaux filtré de tomber dans les cuviers, mais arrête au passage le sable, le gravier, les petites pierres et les grumeaux, qui, retenus au fond de la chausse, ne peuvent ainsi se mêler à l'oxyde de zinc précipité.

Le réservoir pour la réserve de chlorure de zinc doit être aussi rapproché que possible de l'appareil de précipitation par la chaux : avant de subir cette réaction, la dissolution chloro-zingueuse, au sortir du filtre-presse, marque généralement 30° Twaddell, ou 49° Baumé ou Beck (poids spécifique 1,5 ; elle tient 50 % de chlorure de zinc (Kremers)).

On remplit le cuvier de la dissolution de chlorure de zinc jusqu'à environ moitié de la hauteur ; la vapeur est introduite jusqu'à ébullition ; on amène le lait de chaux ; la liqueur est chauffée et agitée, jusqu'à dépôt complet du zinc à l'état d'oxyde. La fin de l'opération se reconnaît à ce que, en arrêtant l'agitateur, l'oxyde de zinc est rapidement déposé ; d'ailleurs, en prenant un peu de la liqueur surnageante et en la traitant par quelques gouttes d'une dissolution de chlorure de zinc, s'il se produit un léger nuage d'oxyde de zinc, c'est qu'il y a excès de chaux dans la dissolution. On peut encore après filtration, traiter par l'ammoniaque ; on a un précipité d'oxyde de zinc, qui se redissout, aussi longtemps qu'il y a du zinc présent.

La liqueur après le chaulage est maintenue bouillante pendant une heure encore et agitée tout le temps, puis laissée au repos : la liqueur claire de chlorure de calcium est soutirée ; on fait arriver de l'eau fraîche, pour bien laver l'oxyde de zinc ; la liqueur est agitée une seconde fois ; après repos, ce qui surnage est enlevé : trois de ces lavages, en vingt-quatre heures, fournissent de l'oxyde de zinc presque totalement dépouillé de chlorure ; il ne contient pas plus de 1 pour 100 de chlore, après dessiccation. On vidange, ainsi qu'il a été dit, sur un filtre-lit, dans lequel on a produit le vide par la vapeur puisée à l'injecteur.

On procède généralement à une seconde charge d'oxyde de zinc sur la première ; l'oxyde des deux charges est enlevé et mis en réserve. Deux charges donnent environ 12 tonnes de matière humide, contenant 58 à 60 pour 100 d'eau, et, après séchage, environ 5 tonnes d'oxyde de zinc. Si, après l'addition du lait de chaux, on a soigneusement lavé et essayé, on obtient normalement de l'oxyde de zinc contenant 54 à 56 pour 100 de zinc. Pressé et mélangé à la quantité de charbon convenable, on le distille aisément pour zinc métallique, ainsi qu'il a été dit, avec une perte insignifiante.

853. Au lieu de filtres-lits, on peut se servir de filtres-presses pour recueillir l'oxyde de zinc. Nous donnons fig. 172 le dessin d'un genre de filtres-presses, à alimentation centrale et cadres garnis de toiles. Les presses à poches sont moins

pratiques ; les toiles pourrissent et se perdent dans un laps de temps très court. Dans les presses à alimentation centrale, au contraire, les toiles n'ont jamais besoin d'être séchées et durent ; le remplissage et la vidange prennent également un temps plus court. De très bonnes presses, propres à ce genre de travail, sont

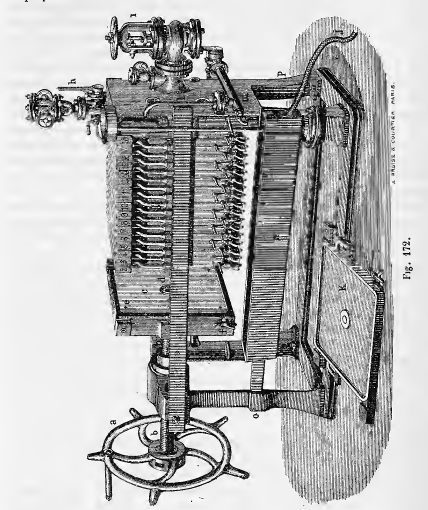


Fig. 172.

celles de Dehne et de S. H. Johnson et Cie, de Stratford (voir *Journal de la Société de Chimie industrielle*, numéro de juillet 1882, p. 271).

En Angleterre, le chlorure de zinc, après purification, est utilisé pour la fabrication des autres sels de zinc. En soumettant à une exposition à l'air l'oxyde de zinc brut fraîchement précipité, la petite quantité de fer qu'il peut contenir à l'état de protoxyde, se suroxyde promptement ; en le redissolvant ensuite dans l'acide chlorhydrique dilué et en ayant soin de conserver toujours dans le bain un faible excès d'hydrate d'oxyde de zinc, on élimine la coloration due au fer : le chlorure de chaux donne le même résultat, s'il est employé en dose convenable.

854. Jusqu'à présent nous avons fait abstraction de l'antimoine. Le traitement des minerais contenant de l'antimoine ou de l'arsenic, etc., c'est-à-dire des métaux dont les chlorures sont plus volatils que ceux du plomb et de l'argent, est semblable à celui que nous venons de décrire, avec cette différence que la séparation complète des dernières traces d'antimoine au grillage (*calcination*) ne s'obtient qu'en chauffant le minerai dans un fourneau à moufle, au rouge naissant. A cet effet, le minerai, non calciné, est chargé directement au moufle; de là il passe aux bacs, où on le chauffe avec de l'acide chlorhydrique. L'acide employé doit être concentré, et en quantité suffisante pour chlorurer tous les constituants du minerai. La température du bain, dans le commencement, ne doit pas excéder de beaucoup 100° centigrades; mais vers la fin de l'opération, elle est portée progressivement à 250° et 300° centigrades. Si la chaleur est produite trop rapidement, l'acide chlorhydrique se volatilise, avant qu'il n'ait eu le temps de chlorurer les constituants du minerai. On peut obtenir le même résultat — cependant moins avantageusement — à l'aide d'un mélange de sel marin et d'acide sulfurique incorporés au minerai, dans le fourneau même. On produit de la sorte de l'acide chlorhydrique libre; l'acide sulfurique doit être employé suffisamment dilué, pour que l'acide chlorhydrique ne soit pas expulsé avant d'avoir pu attaquer le minerai; l'action n'est jamais aussi complète qu'avec l'acide chlorhydrique directement employé. Le mélange dans le four est remué constamment, pendant toute la durée de l'opération, afin de prévenir autant que possible l'agglomération.

Tous les métaux sont convertis en chlorures, et, si la chaleur est modérée, le chlorure d'antimoine (beurre d'antimoine) se volatilise seul et se condense dans un condenseur contenant de l'eau tandis que le plomb, l'argent et les autres chlorures, moins volatils, restent dans le minerai. On peut aussi condenser le chlorure d'antimoine volatil dans la saumure ou dans une forte dissolution d'un chlorure alcalin ou alcalino-terreux quelconque : on obtient alors une solution claire; l'eau ordinaire donne toujours lieu, on le sait, à une solution laiteuse, par précipitation de l'oxychlorure d'antimoine.

L'antimoine métallique peut s'extraire de cette solution chlorurée, au moyen du fer ou du zinc métallique; le précipité, séché, est fondu avec un flux ordinaire et produit un régule d'antimoine.

On doit répéter le traitement, par l'acide chlorhydrique, si l'on veut obtenir une expulsion complète de l'antimoine qui aurait échappé à un premier traitement.

Les minerais de plomb très antimonieux peuvent être traités de la même manière: après pulvérisation et conversion en une masse poreuse, par la calcination, dans des cornues ou cylindres, sous l'action d'un courant d'acide chlorhydrique gazeux, et à une température de 250° à 300° centigrades, on transforme l'antimoine en chlorure; on peut alors le soumettre au traitement décrit, tout comme le minerai. Le sel marin, employé comme agglomérant et chlorurant, donne lieu à une chloruration plus rapide: on obtient, lorsque les métaux les plus volatils sont expulsés, des chlorures d'argent et de plomb mélangés à un excès de sel : ce dernier ne nuit en rien aux réactions postérieures.

855. Nous avons terminé l'exposition de la méthode à l'acide chlorhydrique. Par l'addition factice de substances plombeuses, lorsque la matière argentifère n'en con-

tient pas suffisamment ou même point du tout, on voit que l'argent se trouve extrait, par voie humide, en même temps que les autres métaux qui l'accompagnent : plomb, cuivre et zinc et, au besoin, antimoine, lesquels reçoivent de la sorte une utilisation industrielle.

Ce procédé suppose des installations fort simples, mais bien faites ; de la vapeur, des réactifs, acide chlorhydrique, zinc et chaux, bon marché. Ces conditions sont fort difficiles à remplir en Amérique ; elles sont au contraire en général aisées à réunir en Europe. Il permet la suppression des procédés de fusion, qui sont fort délicats, quand les divers métaux, le zinc surtout, sont associés intimement à l'argent, au cuivre et au plomb. Plus de coke, de vent, de fondeurs plus ou moins habiles ; plus de lits de fusion, chargés de 60 à 150 % de scories et de flux auxiliaires : oxydes de fer et autres ; plus de perte totale du zinc ; plus de grandes volatilisations de plomb et d'argent ; pas de liquation, ni d'amalgamation, etc., s'il y a du cuivre, etc. Ces nombreux avantages sont si importants ; l'industrie métallurgique est de nos jours si compromise par la faiblesse des prix de vente et la hausse des frais actuels de la fabrication, qu'il nous a paru utile d'insister sur cet exemple d'un progrès réalisable et facile, et d'aider ainsi à vulgariser cette méthode et à en faciliter la généralisation.

856. A Braubach, depuis, sous le nom de *Sauerlaugerei*, on a traité les minerais d'argent par l'acide chlorhydrique ; seulement l'acide n'est plus employé comme dissolvant de l'argent, mais comme éliminateur des métaux contenus en même temps que lui dans le minerai : cette méthode est similaire de celle à l'acide sulfurique, dont nous allons nous occuper dans la Section suivante. Comme elle ne s'applique, dans l'usine de Braubach en question, qu'à des masses cuivreuses, le lecteur est prié de se reporter pour les détails à la *Désargentation des Cuivres argentifères*.

SECTION II.

PROCÉDÉS A L'ACIDE SULFURIQUE.

857. Les méthodes qui emploient l'acide sulfurique comme dissolvant ont ce caractère spécial, c'est que ce sont les métaux associés et non plus l'argent qui sont dissous. Les liqueurs obtenues sont alors traitées à part pour la séparation des métaux compagnons de l'argent, et ce dernier, resté dans les résidus, en est généralement extrait par voie de fusion : c'est donc une élimination de matières étrangères qu'on provoque ainsi, une sorte de préparation de la matière qu'on élabore, pour obtenir une concentration correspondante plus grande de l'argent dans le minerai, dont le traitement final est exécuté par voie sèche.

Ce procédé a reçu en Allemagne (Freiberg, Haut-Hartz, Bas-Hartz), le nom de *Sauerlaugerei* (dissolution dans les acides) ; mais il n'a été réellement appliqué d'une façon suivie qu'à des matières cuivreuses, savoir :

1°) Aux mattes cuivreuses, à Freiberg (*Kupferstein*).

2°) Aux cuivres noirs de l'Oberhartz (Altenau et Ocker).

3°) Aux cuivres noirs de Fahlun ;

4°) A ceux du Banat ;

5°) Aux résidus de la désargentation des cuivres nommés *FahlrohKupfer*, très antimonieux, et ce, à titre d'essai seulement, à Schmöllnitz et Zalathan ;

6°) Aux falherz de l'usine Oberungarische Waldbürgerschaft ;

7°) Aux crasses cuprifères et auro-argentifères des minerais du Colorado, appelées *Bottoms*.

Ces diverses variantes du traitement à l'acide sulfurique rentrent toutes dans la *Désargentation des Cuivres argentifères*, à laquelle nous renvoyons le lecteur.

858. Nous croyons devoir toutefois citer ici, pour mémoire, le traitement mixte, appliqué, par M. Löwe, aux minerais de Nagya (Hongrie), contenant en assez grande quantité du tellurure d'argent, dans une gangue calcaire. Les carbonates de chaux et autres bases sont tout d'abord enlevés par une digestion du minerai dans l'acide chlorhydrique dilué. Après cette séparation préliminaire, on traite par l'acide sulfurique bouillant, qui dissout l'argent à l'état de sulfate. On reprend par l'acide chlorhydrique étendu, pour dissoudre le tellure, qu'on précipite par le zinc métallique. Le tellure brut, filtré et séché, contient comme impuretés de l'antimoine, de l'arsenic, du cuivre et du plomb. Quant à la liqueur de sulfate d'argent, elle reçoit le même traitement que dans le procédé de Schröder, appliqué par lui à ces mêmes minerais d'argent, et que nous citons ci-après, section III, § 3.

SECTION III.

PROCÉDÉS A L'ACIDE NITRIQUE.

859. Ils sont jusqu'à ce jour au nombre de trois connus, qui feront l'objet d'autant de paragraphes, savoir :

§ I. Procédé Patera.
§ II. Procédé von Kripp.
§ III. Procédé Schröder.

860. L'acide nitrique est un acide dispendieux, attaquant rapidement tous les vases et en tout cas, infailliblement à la longue ; les vapeurs nitreuses qu'il dégage, lors des attaques, sont en outre très nuisibles à la santé des ouvriers ; il est par suite rarement employé dans l'industrie et seulement dans des circonstances tout à fait spéciales, où il ne peut être remplacé par un succédané.

Les trois procédés de traitement pour les minerais d'argent (souvent aurifères) fondés sur l'acide nitrique comme dissolvant cités plus haut, n'ont pas jusqu'à présent du moins reçu une grande extension.

861. Avant de les décrire, il nous semble utile d'indiquer ici une méthode récente, pour recueillir et régénérer industriellement l'acide nitrique ; cette méthode due à MM. Molloy et Warren, fait espérer que l'application de l'acide nitrique à l'industrie métallurgique pourra se généraliser ; elle a l'avantage de reconstituer les gaz nitreux qui se dégagent de l'attaque et par conséquent de les détruire, en même temps qu'on les utilise. Pour l'intelligence de ce qui va suivre, il faut rappeler au lecteur les différents oxydes de l'azote.

En France :		En Angleterre :
Protoxyde d'azote ou gaz hilariant.	AzO ;	Oxyde nitreux.
Bioxyde d'azote.	AzO^2 ;	Oxyde nitrique.
Acide azoteux.	AzO^3 ;	Anhydride nitreux.
Acide hypoazotique.	AzO^4 ;	Peroxyde d'azote.
Acide nitrique,	AzO^5 ;	Anhydride nitrique.

qui, par l'addition d'eau, devient l'acide nitrique ou azotique ordinaire des laboratoires : AzO^5HO.

Dans les attaques par l'acide nitrique (AzO^5HO), il y a en général formation de AzO^4 ; par soustraction d'un équivalent d'oxygène ; il y a formation de AzO^3, par soustraction de deux équivalents d'oxygène, et ainsi de suite. Réciproquement, cet acide avec deux équivalents d'oxygène reconstitue l'acide nitrique, et le précédent, avec un équivalent d'oxygène, le reconstitue également.

Ce sont ces gaz, résultant de l'attaque par l'acide nitrique : gaz hypoazotique, acide azoteux et bioxyde d'azote, qu'on reconstitue à l'état d'acide nitrique, en les suroxydant par l'action de l'air et de l'eau. On les reçoit à cet effet dans une tour en poterie de grès vernissé, de forme conique, solidement installée sur un réservoir servant de base et destiné à recevoir l'acide régénéré ; il présente au centre, dans la verticale de l'axe, un injecteur de vapeur et d'eau chaude : l'air atmosphérique entre dans la tour par un petit orifice latéral, situé à son pied : des trous placés à divers niveaux et fermés par des culs de bouteille, permettent d'observer ce qui se passe à l'intérieur de la tour. Une seconde tour, semblable ou plus petite que la première et communiquant avec elle, à l'aide d'une conduite munie d'une valve, reçoit dans son intérieur comme décharge l'excédent des gaz, s'ils viennent à se produire en trop grande masse, parce qu'ils n'ont pu être absorbés suffisamment vite par l'eau et condensés. L'opération doit être conduite avec modération ; les déperditions de chaleur par les parois de la tour doivent être soigneusement évitées, et pour cela, on les isole par un appentis garni de chaume. Le jet de vapeur n'est introduit que lorsque la tour est bien remplie de gaz ; les proportions d'eau chaude et de vapeur injectées doivent être telles que l'eau arrive pulvérisée : les nuages ou brouillards d'eau, formés à la température de condensation, c'est-à-dire à environ 100°, tombent et entraînent dans leur descente l'acide nitrique qui s'est formé, soit par l'addition d'un équivalent d'oxygène ajouté à l'acide hypoazotique, soit par celle de deux équivalents d'oxygène ajoutés à l'acide azoteux, soit enfin par celle de trois équivalents d'oxygène ajoutés au bioxyde d'azote.

Voici les formules de ces réactions fort simples :

$$2AzO^4 \text{ (acide hypoazotique)} + HO = AzO^5,HO + AzO^3 \ (1).$$
$$3AzO^3 \text{ (acide azoteux)} + HO = AzO^5,HO + 2AzO^2 \ (2).$$
$$AzO^2 \text{ (bioxyde d'azote)} + 3HO = AzO^5 + 3H \ (3).$$

La chaleur suffit d'ailleurs à elle seule, pour décomposer également partiellement le bioxyde d'azote, en donnant de l'azote et de l'acide hypoazotique, transformé par suite en acide nitrique, d'après la formule (1) :

$$2AzO^2 = Az + AzO^4 \ (4).$$

Les gaz non condensés se composent de l'hydrogène libre (H^3) de la formule (3), et de l'azote libre (Az) de la formule (4), d'où naissent les faibles traces de nitrate d'ammoniaque (AzH^3) qu'on rencontre dans l'acide nitrique fabriqué.

Ce procédé, mis en œuvre dans l'usine de MM. Browne et Wingrove, à Londres (Wood street), a le double avantage, ainsi qu'il a été dit, de permettre l'emploi de l'acide nitrique et de détruire en même temps les gaz produits par l'attaque pour reconstituer partiellement l'acide.

Nous examinons maintenant les procédés à l'acide nitrique ci-dessus mentionnés.

§ I. PROCÉDÉ PATERA.

USINE DE JOACHIMSTHAL.

862. Les détails que nous donnons sont afférents à des essais faits à l'usine Joachimsthal.

Les minerais riches en argent sont traités par l'eau régale sulfurique, c'est-à-dire par un mélange d'acide nitrique et d'acide sulfurique, que les Allemands appellent *Kœniginwasser* (Eau de la reine), pour la distinguer de l'eau régale à l'acide nitrique et chlorhydrique, appelée *Kœnigwasser* (Eau du roi).

La liqueur argentifère filtrée est traitée par de la saumure concentrée ; le chlorure d'argent précipité, par une batterie galvanique ou bien par des plaques de zinc ; l'argent en poudre métallique est fondu et raffiné au creuset.

§ II. PROCÉDÉ VON KRIPP.

863. Le traitement des minerais très compliqués de Brixlegg, contenant surtout du cuivre, du nickel, du cobalt et de l'argent, est assez semblable au précédent.

L'attaque se fait avec de l'eau de la reine : acide nitrique et sulfurique mélangés.

La dissolution argentifère est traitée par le sel marin, qui précipite le chlorure d'argent.

Dans la liqueur qui reste, on sépare le cuivre par l'hydrogène sulfuré ; l'acide arsénieux et l'oxyde de fer, par le carbonate de chaux, et finalement le nickel et le cobalt par le chlore et le carbonate de baryte. Les procédés Patera et von Kripp sont, on le voit, de véritables procédés de laboratoire, sur une grande échelle.

§ III. PROCÉDÉ SCHRÖDER.

864. Ce procédé est analogue à celui de Löwe (858) et s'applique aux mêmes minerais de Nagya, riches en argent et compliqués de tellure.

On attaque le minerai par deux solutions d'acide chlorhydrique : l'une froide et faible, pour l'enlèvement des carbonates ; l'autre chaude et concentrée, pour décomposer les sulfures : cette dernière action se prolonge, jusqu'à ce que tout dégagement d'hydrogène sulfuré ait cessé. On décante : les résidus contiennent les tellurures d'argent aurifère. Leur traitement se fait par un lavage à l'eau préalable et répété ; cette liqueur est ensuite mise en ébullition avec de l'eau régale (acide nitrique et chlorhydrique) et précipitée, pour or, par le sulfate de fer, puis, pour le tellure et l'argent par le zinc.

Le chlorure d'argent resté dans la gangue est traité à son tour par l'acide nitrique et précipité par le zinc ; l'argent métallique pulvérulent obtenu est filtré, redissous dans l'acide sulfurique et précipité à nouveau, pour la seconde fois, non plus par le zinc, mais par le cuivre.

Pour cette extraction de l'argent, M. Leibius a construit un appareil spécial, décrit dans *Dingler Journal*, 191 (105) ; 197 (105), mais qui n'a pas encore fonctionné d'une façon industrielle suivie.

SECTION IV.

PROCÉDÉ A L'ACIDE ACÉTIQUE.

(PROCÉDÉ ROSWAG).

865. De récents progrès ont été faits, en substituant aux acides minéraux : *sulfurique*, *chlorhydrique* ou à leurs succédanés (sulfates de plomb, chlorures de sodium, etc.), un acide organique : l'*acide acétique* ou *pyroligneux*, qui permet, non seulement de séparer l'argent du plomb, du zinc, du cuivre, etc., et de réaliser les résidus de plomb et de zinc sous forme de marchandise vénale (céruse, blanc de zinc, calamine artificielle), mais encore de régénérer l'acide acétique employé.

L'idée de se servir d'acide acétique comme dissolvant des oxydes de plomb et de zinc est venue d'une expérience faite sur les résidus d'usines ou fabriques d'acétate de plomb. Les litharges du commerce, employées par les fabricants de ce sel, — utilisé en grand dans les teintureries, où il fournit, en combinaison avec l'alun, les mordants pour les étoffes à couleurs, — sont attaquées par l'acide acétique et laissent, comme résidus : des matières antimonieuses et plombeuses, échappées à l'attaque, argentifères quelquefois, du sable, des poussières et des débris de briques pliées (avec lesquels on falsifie souvent les litharges dans les drogueries).

En traitant ces mêmes résidus pour plomb, par le procédé en exploitation en Angleterre à Ripley et à Widness, fondé sur l'acide chlorhydrique, l'eau bouillante et le zinc métallique, et décrit section I, § 1 et § 2, le plomb obtenu se trouve être fort riche en argent : d'où la conclusion naturelle que l'acide acétique n'attaque ni ne dissout l'argent métallique contenu dans les litharges du commerce, tandis qu'il dissout parfaitement la base de ces litharges, l'oxyde de plomb. L'acide acétique dissolvant d'ailleurs facilement l'oxyde de zinc et l'oxyde de cuivre, constitue donc, en présence de ces bases, un liquide séparateur de l'argent. Ces faits se sont confirmés dans les expériences faites sur une grande échelle. En mêlant intimement de l'argent en poudre à de la litharge, à de l'oxyde de cuivre (réellement oxydé, intégralement transformé) et à du blanc de zinc, l'argent se retrouve intact, après dissolution complète de ces bases : c'est une expérience de laboratoire facile à faire. De là est né le procédé de désargentation à l'acide acétique et qui constitue une méthode nouvelle, pour traiter les crasses riches et, par extension, les minerais eux-mêmes d'argent, de cuivre, de zinc, de plomb.

Le caractère de ce procédé est :

1° D'utiliser comme produits industriels faciles à vendre, sous forme de céruse ou de céruse et de blanc de zinc ou de calamine artificielle, et par conséquent avec une assez importante plus-value, tous les résidus plombo-zingueux-cuivreux, obtenus.

2° De reproduire la presque totalité de l'acide acétique employé (97,5 %), de telle sorte que la dépense de ce réactif, quoique intrinsèquement assez cher, constitue en somme une faible quantité, puisqu'elle ne correspond qu'aux pertes mécaniques et courantes de son maniement.

Pour tous les détails, que le lecteur trouverait insuffisants dans la description qui va suivre, nous le renvoyons à la *Désargentation des plombs*, 2e partie, chap. II, section V.

866. Ce procédé à l'acide acétique a été essayé pour traiter les minerais marneux et ocreux des mines d'Herrerias (Espagne), contenant un peu d'argent natif et surtout des pyrites de fer et des galènes argentifères ; ces dernières en faible quantité. Ces minerais sont aujourd'hui généralement introduits dans la fonte pour mattes (usines du district de Sierra Almagrera). Après un léger grillage dans une chaudière ouverte à bain de plomb et à l'air comprimé (Voir *Métallurgie du cuivre*, Complément 83, p. 243, la description de l'appareil), pour chasser le soufre des pyrites, on mélange au minerai de l'acétate de plomb, en quantité suffisante pour couvrir l'argent ; il ne faut pas dépasser la teneur de 18 kilogrammes d'argent par tonne de plomb. Ces quantités d'acétate sont abondantes dans les usines qui désargentent par l'acide acétique et le zinc. La masse est ensuite attaquée par l'eau, acidulée d'acide acétique (2° B.), légèrement chauffée (50 à 60° C.) par un barbotteur et constamment agitée. L'appareil a été représenté fig. 124 (art. 832). On décante la liqueur et on précipite par le zinc. Lorsqu'on a produit un peu de plomb spongieux, on arrête la précipitation en enlevant les plaques de zinc, et on promène dans le bain les flocons de plomb poreux, qui achèvent de ramasser le reste de l'argent de la liqueur. Nous avons donné tous les détails de cette manipulation (art. 844).

867. Le procédé, tel qu'il vient d'être décrit, est insuffisant lorsque le minerai contient de l'argent natif, parce que ce dernier reste presque tout entier dans la gangue. On procède alors de la manière suivante.

On traite la masse par l'acide acétique à 5° B, après grillage, et après un mélange intime avec de l'acétate de plomb ; on chauffe le liquide, sans dépasser 50 à 60°, et on y introduit les plaques de zinc, qui se couvrent rapidement de plomb spongieux argentifère, avec molécules, souvent visibles à l'œil nu, d'argent métallique. Des femmes ou des gamins, les mains garnies de gants de cuir grossier, enlèvent fréquemment les plaques de zinc du bain, pour recueillir à part, dans un cuvier contenant de l'eau légèrement acidulée, le plomb spongieux : une partie du plomb réduit demeure toutefois dans la gangue. Lorsque la réaction est achevée, que tout le plomb est éliminé, on procède à un lavage séparé du plomb et de la gangue : cette dernière est passée auparavant, tout entière et rapidement, à deux reprises si cela est nécessaire, entre deux cylindres à surface lisse, sans cannelures, dans le but d'aplatir et de rendre compactes les particules de plomb spongieux remplies d'hydrogène gazeux et de leur donner de la densité : le plomb s'isole alors facilement de la gangue par un simple lavage à l'eau, au *rund-buttle* ou à tout autre appareil de lavage séparateur, fondé sur les différences de poids spécifique.

Dans les mêmes usines de Virgen de los Dolores et San Jose, Aguilas (Espagne), on a essayé, en place du laminage et du lavage ultérieur à l'eau pour séparer le plomb de la gangue, un lavage au plomb chaud de la masse, dans une série d'appareils offrant quelque analogie avec la cornue Bessemer.

En soumettant l'appareil à une rotation lente, on obligeait le minerai contenant le plomb argentifère à traverser plusieurs fois tout le bain et à s'y dépouiller complètement, en s'incorporant au plomb fondu d'avance et contenant déjà une certaine teneur en argent. La gangue pour cette opération, qui réussit assez bien, doit être parfaitement séchée, avant son introduction dans l'appareil basculeur, qui, à l'usine d'Aguilas, consistait en un tube semblable à un canon, garni à la tête d'un obturateur hermétique, monté vers le centre de gravité sur deux axes courts ou tourillons venus au tube sur les côtés. Placé au-dessus d'un foyer de coke, ce canon pouvait recevoir un mouvement de bascule et même de rotation complète, à l'aide d'une traction exercée sur le tube, d'ailleurs équilibré par des contrepoids. La charge de gangue introduite dans le canon au-dessus du plomb fondu étant séchée, l'obturateur étant fermé, aussitôt que, par un robinet placé sur l'obturateur, on n'observait plus de dégagement de vapeur d'eau, on renversait le tube (une demi-révolution). La gangue, placée primitivement en haut du bain, se trouvant maintenant à la base par suite du renversement, était obligée de traverser le liquide et s'y dépouillait forcément, dans ce passage à travers le plomb fondu, du métal spongieux. Il se forme un peu d'oxyde de plomb (litharge) qui est aisément séparé et recueilli par un lavage rapide au *rund-buttle.*

868. On a essayé également de tendre au-dessus du minerai, dans les cuves d'attaque, des nattes de toile et de sparterie fine, afin de séparer les plaques de zinc de la gangue et d'empêcher la chute du plomb spongieux sur elle ; mais le travail n'est pas commode, à cause de l'agitation nécessaire, et même indispensable, de la

masse en attaque ; d'ailleurs l'action galvanique et attractive du zinc est alors trop fortement ralentie et incomplète.

Il est clair que, lorsque la matière à traiter est originairement déjà riche en plomb, l'addition d'acétate n'est plus nécessaire ; mais le minerai doit être alors grillé de manière à ce que le sulfure de plomb soit bien transformé en oxyde : la présence du sulfate de plomb, même dans une assez forte proportion, n'est pas un obstacle au procédé ; ce sulfate se décompose parfaitement, au contact du zinc, en plomb métallique et sulfate de zinc; mais alors le traitement de l'acétate de zinc pour calamine artificielle, se complique d'un peu de sulfate de zinc. (Voir *Désargentation des plombs*, pour ce cas particulier du traitement).

Nous ajouterons que la gangue, chargée de plomb spongieux, peut être également soumise à l'amalgamation, en employant le système des tonnes roulantes ou mieux le système Bazin (art. 481 et 698). Le plomb spongieux se dissout facilement dans le mercure sodé et électrisé, dont il est séparé ultérieurement, à l'état de plomb argentifère, après filtration, par distillation dans une cornue.

Pour cette opération spéciale de l'amalgamation de plomb argentifère, ce que nous avons dit dans la 3e Partie de ce livre, sur la sublimation des amalgames, se trouve complété par des détails spéciaux donnés dans la *Désargentation des plombs*, Procédé au mercure (chap. II, 1re section, V, p. 320 et suivantes).

CHAPITRE II.

PROCÉDÉS PAR VOIE HUMIDE POUR LE TRAITEMENT DES MINERAIS D'ARGENT PAR LES SELS.

869. Les divers sels, qui ont été employés pour remplacer les acides sont les:

a) **Chlorures :** Sel marin, le chlorure de calcium, le perchlorure de fer.
b) **Sulfates :** Les sulfates mêmes des métaux contenus dans le minerai.
c) **Iodures :** L'iodure de potassium; l'iodure de zinc.
d) **Hyposulfites :** L'hyposulfite de soude et de chaux.
e) **Sulfures :** L'hydrogène sulfuré, les sulfures alcalins.

Chacun de ces réactifs fera l'objet d'une section spéciale de ce chapitre.
Comme précédemment, il convient de suivre l'ordre alphabétique des noms des inventeurs, par lesquels ces procédés sont connus dans l'industrie métallurgique.

SECTION I.

A. CHLORURES.

§ I. PROCÉDÉ AUGUSTIN, AU SEL MARIN.

870. Le procédé Augustin a acquis à son origine une grande célébrité : il était très répandu sous le nom de *silberextraction* et réputé comme remplaçant avantageusement l'amalgamation européenne, sur laquelle il réalisait en effet un progrès remarquable. Il n'est plus appliqué aujourd'hui, en Europe, qu'aux cuivres noirs argentifères de Tajowa. On l'a essayé pour les minerais d'argent; il ne réussit qu'avec des matières d'une composition homogène et constante. On l'emploie à Kapnikbanya, en Hongrie; à Avanza, en Vénétie et à Polar Star Reduction Works (Colorado), en Amérique. Pour les matières cuivreuses, auxquelles il s'applique

mieux, nous renvoyons le lecteur à la Désargentation des Cuivres argentifères, où nous le décrivons dans tous ses détails. Ce que nous disons ici pour les minerais d'argent est emprunté en partie à cette étude et est un bref résumé de la description donnée dans cet ouvrage et applicable à cette classe de minerais.

Les dessins des appareils que nous donnons sont ceux des usines de la Mulda (Freiberg) et de Tajowa, semblables d'ailleurs à ceux qui sont installés dans les trois localités que nous venons de désigner, où des disciples et élèves d'Augustin les ont introduits.

La figure 173 représente la coupe verticale d'un tonneau d'attaque (*Lauge Bottiche* en allemand).

871. L'atelier d'*Extraction* par le système d'Augustin est représenté ci-après (fig. 174). (Dans la Désargentation des Cuivres, on trouvera le plan de l'atelier d'Augustin de Freiberg).

872. Voici en deux mots la marche du travail par la méthode d'Augustin, appelée généralement en France *Chloruration*, en Allemagne *Extraction*.

Elle consiste essentiellement dans un grillage qui, après expulsion de tout le soufre, se termine par l'addition de 5 pour 100 de sel marin.

Les différentes matières métalliques sont converties en chlorures; à cet état, elles passent sous les meules d'un moulin et par un tamisage : les gros sont renvoyés au moulin et au besoin au four à chlorurer, si la chloruration a été imparfaite.

L'attaque du minerai se fait dans des tonnes en bois, représentées ci-après, et garnies de filtres à leur partie inférieure. On fait arriver sur la masse une dissolution d'eau salée : certaines usines l'emploient chaude; d'autres, à la température ordinaire. On a reconnu que le chlorure de sodium chaud, outre qu'il corrode rapidement les filtres et les appareils, dissout une plus grande quantité de matières métalliques, qui rendent impur l'argent précipité obtenu : la saumure à la température ordinaire semble préférable : elle dissout le chlorure de cuivre et d'argent, à l'état de sel double ou triple. La liqueur est, après l'attaque, décantée dans les tonneaux A (fig. 174), qui ont préalablement reçu des feuilles ou débris de cuivre rosette. Ce réactif précipite l'argent à l'état métallique, qui se prend en gâteau cristallin.

Le liquide cuivreux, débarrassé d'argent, se rend dans les cuves inférieures B et C, qui ont reçu des feuilles de tôle. A son tour, le cuivre est précipité par le fer, à l'état de cuivre de cément. Enfin le liquide chargé de fer est traité pour sulfate de fer et sulfate de soude.

Voici quelques détails sur le travail des usines citées, appliqué aux minerais d'argent, tous plus ou moins aurifères.

A. *Usine d'Avanza* (*Vénétie*).

873. Les minerais sont des fahlerz et des pyrites argentifères. Le grillage avec du sel marin se fait dans des fours à réverbère. La saumure chaude, qui a enlevé l'argent à l'état de chlorure, est reçue dans des chaudières de cuivre, où on la fait bouillir. La précipitation de l'argent, à l'état de schlich métallique, se fait aux dépens des parois de ces appareils. Le résidu d'argent, après décantation, est soumis

à l'amalgamation au tonneau. Quant au cuivre, il est précipité par le fer, et la saumure est régénérée, après élimination des sels ferreux (B. Kerl).

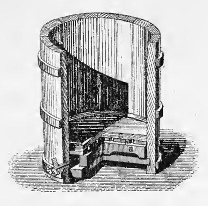


Fig. 173.

a, Croix en bois, supportant le filtre ; *b*, fond en bois, percé de trous nombreux d'un centimètre de diamètre; *c*, lit de paille, ou de spart tressé ou de broussailles ; *d*, cerceau en bois couvert de toile, servant de filtre : les interstices entre les parois de la cuve et le cerceau sont garnis de mastic, ou de mousse, chanvre, etc., qui l'assujettissent dans sa position. La toile, avant d'être tendue sur le cerceau, est préparée à l'huile de pétrole, ou mieux, comme à *Polar Star Works*, à la parafine; *e*, canelle ou robinet de vidange.

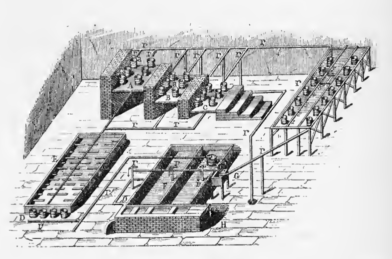


Fig. 174.

1, 2, 3, 4.... 7 tonnes ou cuves d'attaque, recevant le minerai, et, en avant, 7 autres tonnes chargées, déjà en travail, ayant reçu la saumure. Ces cuves sont montées sur des trucs de voie ferrée, et peuvent rouler pour leur déchargement (à droite de l'usine) sur la voie ferrée centrale qui sépare les deux étages ; A, tonneaux pour la précipitation de l'argent ; B et C, tonneaux pour la précipitation du cuivre ; *r*, *r*, conduites pour la distribution de l'eau, de la saumure et des liqueurs mères ; D. tonneaux supplémentaires ; E, grands bacs pour le dépôt du cuivre de cément ; F, grands bassins pour le lavage ; G, bassin pour l'eau pompée du réservoir O ; *p*, *p*, pompes; H, fourneau pour chauffer la saumure.

B. *Polar Star Reduction Works* (*Colorado*).

874. Les minerais contiennent des pyrites de fer en abondance, 2,5 pour 100 de cuivre, 12 pour 100 d'arsenic et d'antimoine et 3kg,400 d'argent à la tonne.

Le grillage est fait à la vapeur, d'après le principe de Rivot, pour l'expulsion complète de l'antimoine et de l'arsenic. L'opération dure dix heures, dans un four à réverbère, dont la sole a 12 mètres de long et 3m,60 de large ; la chloruration au sel marin n'a lieu que dans la dernière heure.

La saumure, marquant 25°B à froid, est chauffée et versée sur des cuves qui contiennent 7 tonnes de minerai grillé : l'attaque dure quarante-huit heures, temps normal pour que les résidus ne retiennent plus que 1 kilogramme d'argent à la tonne. Ces résidus sont lavés à l'eau bouillante. Le tout est précipité par le cuivre de cément, emprisonné dans des toiles imprégnées de paraffine et disposées dans des cuviers rangés en forme d'étage ou d'escalier, autour d'un agitateur placé au centre et qu'on met en mouvement pendant la précipitation.

Le précipité cristallin d'argent, accumulé sur le cuivre de cément, mais séparé de lui par la toile paraffinée, est lavé, séché et raffiné au creuset à 900 millièmes de fin. La dissolution de chlorure de cuivre est précipitée par le fer ; la saumure est à son tour nettoyée du fer par le chlorure de chaux.

Les fumées de condensation provenant du grillage sont recueillies et assez riches (8 kilogrammes à la tonne). On les traite séparément par de l'acide chlorhydrique mélangé de chlorure de sodium : les résidus retiennent encore 2kg,50 à la tonne.

En somme, ce procédé n'extrait qu'incomplètement l'argent des minerais : la perte en métal ne descend pas au-dessous de 8 à 10 pour 100 du contenu. (B. Kerl).

C. Usine de *Kapnikbanya* (*Hongrie*).

875. Les minerais sont des schlicks pyriteux aurifères et argentifères : leur teneur en plomb est de 2 à 3 pour 100 ; de cuivre, de 1 pour 100 ; de zinc, 20 pour 100. On les grille en tas, et on extrait d'abord, par macération avec l'eau, le zinc à l'état de sulfate ou vitriol blanc. Le résidu est alors chloruré au four, et le reste du traitement est à peu près le même que celui indiqué ci-dessus.

§ II. PROCÉDÉS AU CHLORURE DE CALCIUM : DE TAJOWA, SCHMÖLLNITZ (HONGRIE) ; WYANDOTTE (ÉTATS-UNIS).

876. Sur le fait que le chlorure de calcium, résidu presque toujours sans valeur dans les usines de produits chimiques, dissout plus facilement l'argent (à l'état de chlorure) que le chlorure de sodium, on a fondé des méthodes de traitement, dans les trois usines nommées dans l'en-tête de cet article. Les expériences, citées par nous, du Dr J. Percy et exécutées sous sa direction par M. Jakson, semblent établir que le sel marin est un plus énergique dissolvant (voir 77) que le chlorure de calcium ; il ne serait plus surprenant alors que les usines en question aient renoncé à ce genre de travail et changé leur méthode. Nous dirons toutefois que l'opinion de M. F. Maxwell sur ce point (note 1, art. 842) est assez formellement opposée à ces constatations.

§ III. PROCÉDÉ AU PERCHLORURE DE FER.

USINE DE STEWART SILVER MILL (COLORADO).

877. Cette usine traite les minerais par une dissolution de perchlorure de fer. Mais comme les minerais sont cuivreux, nous devons renvoyer, pour les détails d'exécution : 1° au *Complément de la Métallurgie de cuivre. Procédés Hunt et Douglas et procédé Doetsch* (1re partie, chap. II, § IV et § V), qui sont similaires, et 2° à *la Désargentation des Cuivres argentifères*.

Les résidus qui retiennent l'argent sont repris par l'hyposulfite de chaux : nous reviendrons un peu plus loin sur cette dernière partie du traitement, qui rentre dans la Métallurgie de l'Argent.

SECTION II.

B. SULFATES.

§ I. PROCÉDÉ ZIRVOGEL, AUX PYRITES ET A L'EAU.

878. Le traitement des minerais d'argent par *Sulfatation* est connu sous le nom de procédé Zirvogel ou *Wasserlaugerei* (*Dissolution aqueuse*) : il a été inventé peu de temps après celui d'Augustin. Cette méthode très voisine est préférée pour le traitement des mattes cuivreuses du Mansfeld, à cause de sa grande simplicité relative.

Pour réussir, il faut toutefois une grande habileté dans le grillage et une grande constance de composition des minerais. En dehors du Mansfeld, elle n'est appliquée aux minerais d'argent que dans les usines de Boston et Colorado, en Amérique ; mais ces derniers sont des minerais très cuivreux (25 à 30 pour 100) ; il nous faut donc en renvoyer la description à la *Désargentation des Cuivres argentifères*.

On l'a appliqué à Swansea, en Angleterre, à titre d'essai, à des minerais riches ; des diverses expériences faites, il paraît résulter nettement qu'aussitôt que le cuivre manque dans le minerai comme sulfate, les rendements du procédé deviennent peu économiques. D'autres essais ont été faits sur les blendes riches de Pontpean (Bretagne), qui ont mieux réussi. Les résidus zingueux ont été utilisés comme minerai de zinc. L'inverse, c'est-à-dire la distillation préalable pour zinc, et la fonte du résidu de la cornue pour matte traitée pour argent par le procédé Ziervogel, n'a point réussi aussi bien.

879. Voici d'ailleurs, en peu de mots, en quoi consiste la méthode Ziervogel : on

sulfate les minerais au moyen d'un grillage, en y incorporant au besoin une quantité suffisante de pyrites. Les sulfates d'argent, de cuivre et de fer, ainsi produits, sont solubles dans l'eau chaude. Lors donc qu'on amène le minerai grillé dans des tonnes ou cuves d'attaque remplies d'eau chauffée par la vapeur, l'eau se sature de ces sels. Ainsi que dans le procédé Augustin, l'argent est précipité par le cuivre métallique, et celui-ci l'est à son tour par le fer.

§ II. PROCÉDÉ MONNIER, AU SULFATE DE SOUDE ET A L'EAU.

880. M. Monnier traite les minerais par le sel de Glauber ou sulfate de soude au grillage : de la sorte, il accélère la sulfatation de l'argent et sa dissolution dans l'eau. Il régénère en grande partie le sulfate de soude, contenu dans les eaux mères. Ce traitement s'appliquant exclusivement aux minerais d'argent cuivreux : on en trouvera également une petite description dans la *Désargentation des cuivres*.

SECTION III.

C. IODURES.

PROCÉDÉ CLAUDET, A L'IODURE DE POTASSIUM ET AU ZINC.

881. Ce procédé, créé par M. Claudet, ancien élève de l'École des mines de Paris, essayeur de la Banque de Londres, a comblé une lacune importante dans la Métallurgie de l'Argent et de l'Or; il s'applique à ce que nous avons appelé *Résidus argentifères divers d'usines* (art. 109).

Les minerais cuivreux de Tharsis et de Rio-Tinto arrivent d'Espagne à Swansea, en s'embarquant à Huelva, après un trajet considérable par terre, aujourd'hui par voie ferrée, pour subir un double traitement : d'abord pour soufre (fabrication d'acide sulfurique) et ensuite pour cuivre. Ces minerais disparaissent finalement, en tant que gangues, comme scories de cuivre rejetées aux haldes. Par l'élimination du soufre contenu (de 35 à 42 pour 100), on surélevait notablement la teneur en cuivre du minerai, qui, pris à l'origine, rendait en moyenne de 3 à 3 1/2 pour 100 (et en réalité, à l'essai, toujours inférieur en titre, des acheteurs anglais, 4 pour 100. Voir art. 150 et 215, dans le *Complément de la Métallurgie du cuivre*, les réflexions que nous faisons sur ce chapitre). Le minerai sortait des fourneaux d'acide sulfurique à 8 ou 10 pour 100 environ de cuivre, c'est-à-dire à tout près du quadruple. MM. Deligny frères, fondateurs de Tharsis, ont créé cette double industrie qui utilise le soufre et le cuivre : c'était un immense progrès, tant pour l'Espagne que pour l'Angleterre et les consommateurs des deux matières.

M. Claudet eut l'idée de perfectionner encore ce traitement, en réalisant l'argent et l'or que ces résidus contenaient, il est vrai, à une dose presque infinitésimale, comme le lecteur pourra s'en rendre compte, en relisant les analyses que nous avons données des minerais de Rio-Tinto, Tharsis et Saint-Domingo, dans le livre cité (chap. I, § 2, p. 178 et 188, etc.). Les pyrites exportées contiennent en effet de faibles quantités d'argent et d'or : la teneur moyenne de ces minerais est de 27 grammes d'argent par tonne et de 1 gramme d'or. On n'en faisait aucun cas, jusqu'à ce que M. Claudet, considérant que ces quantités pourraient, par concentration, constituer une quantité appréciable et être avantageusement réalisées sous forme de lingots, si la méthode, quoique s'exécutant en diverses phases et en différentes localités, arrivait à suivre le cycle qu'il lui avait magistralement tracé. Il résolut d'en faire l'application et y a parfaitement réussi, à l'usine de Widness.

Il n'est pas douteux que cette pérégrination de minerais, s'élaborant par fragments, est un des phénomènes curieux de la métallurgie moderne ; depuis, il s'est répété sur certains minerais de l'Amérique du Sud, très riches en argent.

Des minerais complexes, abondants et pauvres en métaux variés, riches en soufre, prennent donc aujourd'hui la route de terre, du fond de l'Andalousie, comme avant ; mais une grande partie s'achemine, non plus sur Swansea, mais sur Liverpool. Les usines d'acide sulfurique désulfurent le minerai ; après cette première réalisation du soufre, les résidus, soigneusement recueillis, compte fait du soufre utilisé, s'acheminent aux ateliers de Widness de M. Claudet, où l'on sépare : le cuivre, l'argent et l'or ; il paraît même que les reliquats d'oxyde de fer sont maintenant utilisés à leur tour, comme minerais de fer, et envoyés aux hauts fourneaux.

Nous allons brièvement indiquer les manipulations des usines de Widness et de Fahlun (Norwège), où le procédé Claudet a été installé. Quoique au fond il soit du domaine de la désargentation des cuivres argentifères, nous en avons placé ici la description, parce que, si l'on fait abstraction du cuivre précipité, qui est un résidu en réalité secondaire, extrait au besoin avant les métaux précieux et en dehors même de l'usine de Widness, le procédé devient exclusivement dépendant de la Métallurgie de l'Argent : sa création est d'ailleurs exclusivement due à la présence de la matière argentifère et aurifère.

A. USINE DE WIDNESS.

882. Les minerais oxydés, sortant des fourneaux des usines d'acide sulfurique, où ils ont fourni leur soufre, pour former de l'acide sulfureux, sont traités par un lavage triple à l'eau chaude. Après filtration de la liqueur, dans des cuviers en bois de la contenance de 12 à 13 mètres cubes (2700 gallons anglais), on détermine par un essai le contenu de la dissolution en argent.

Cet essai se fait sur une prise d'échantillon de $4^{lit},544$ (1 gallon), qu'on acidule avec de l'acide chlorhydrique et additionne successivement d'acétate de plomb et d'iodure de potassium (en dissolution dans l'eau distillée). Le plomb, obtenu par précipitation, est filtré, lavé, fondu au scorificatoire ou creuset, avec un peu de borax, de soude caustique et du charbon en poudre ; le bouton est coupellé pour

argent. La teneur en argent étant déterminée de cette façon, on fait couler, d'un réservoir à jauges ou niveaux gradués, la quantité convenable de dissolution d'iodure de zinc disponible et provenant d'opérations précédentes, comme il sera dit tout à l'heure ; la précipitation est achevée avec la quantité nécessaire d'iodure de potassium neuf. Pendant la réception des deux iodures, on fait fonctionner un agitateur mécanique ou mieux encore un barbotteur à vapeur; il faut, dans ce dernier cas, tenir compte de l'augmentation de volume du liquide du bain, augmentation due à l'eau condensée et qui est d'environ un dixième. On termine la manipulation par l'addition d'un peu de lait de chaux et on laisse reposer quarante-huit heures.

Le précipité obtenu est composé : d'iodure d'argent, d'iodure de plomb, de sulfate de plomb (provenant de l'acide sulfurique des sulfates de fer des pyrites ayant résisté au coup de feu du grillage final), et de quelques sels de cuivre et de fer. Le dépôt se fait par refroidissement ; on achève de précipiter par une dose définitive d'iodure de potassium, après un dernier essai pour argent, si le bain n'est pas dépouillé complètement, par suite de quelque erreur ou de toute autre cause, et si toutefois l'argent et l'or retenus couvrent la valeur des frais de main-d'œuvre et de réactifs à dépenser encore.

Le précipité, après décantation, est lavé à fond et traité par l'acide chlorhydrique étendu, qui dissout les sels de fer et de cuivre ; après nouvelle décantation de cette liqueur, on traite le précipité restant par l'acide chlorhydrique bouillant et plus concentré ; on termine en introduisant dans le bain des plaques de zinc : on tombe ici, comme on le voit, tout à fait sur le procédé décrit dans la section 1.

L'argent, le plomb surtout, qui tous deux se trouvent combinés à l'iode, et une partie de ce dernier qui pourrait se trouver à l'état de sulfate, sont précipités à l'état d'éponge métallique poreuse, chargée d'hydrogène. 750 kilogrammes de plomb, 50 kilogrammes d'argent et 6 kilogrammes d'or : telle est la composition moyenne par tonne de ce précipité, qui est coupellé ou envoyé aux usines de désargentation, après fusion dans un chaudron, sous une couche de charbon. L'iodure de zinc formé n'est point perdu ; il est employé, ainsi qu'il a été indiqué, dans l'opération suivante, comme précipitant préliminaire de l'iodure de potassium, qui en réalité est le réactif principal, mais, à cause de ce retour, ne sert qu'à compléter la dose d'iode nécessaire.

Il paraît que le procédé Claudet permet de tirer d'une tonne de pyrites grillées, venant des usines d'acide sulfurique : 11g,60 d'argent contenant 97 milligrammes d'or, en dehors de la valeur du cuivre, — ce qui correspond à environ 2 fr. 50 et 2 fr. 70 par tonne, pour les deux métaux précieux réunis. Ce n'est évidemment qu'en opérant rapidement et sur de très grandes masses que l'opération peut être lucrative.

B. USINE DE FAHLUN (NORWÈGE).

883. Ce même procédé, transporté à Falhun, en Norwège, y est pratiqué pour traiter des pyrites argentifères contenant 3 à 4 pour 100 de cuivre. Elles sont grillées en tas (Voir *Complément de la Métallurgie du Cuivre* : 1re partie, ch. II, § III). Après mélange avec du sel marin, broyage et tamisage, on fait, dans un four à réverbère à trois foyers, un second grillage, qui en réalité est une chloruration,

La dissolution aqueuse de chlorure de cuivre et argent, qui pèse 10°B, est enlevée par des injecteurs ou monte-jus et envoyée à des cuviers, dits de précipitation, où l'argent est éliminé par une dissolution d'iodure de potassium, comme ci-dessus.

Le précipité d'iodure d'argent est redissout dans l'acide chlorhydrique. Avec le zinc, on obtient une éponge qui, après lavage à l'eau, est mêlée à de la litharge et à de la sciure de bois et pétrie en boules ou briquettes. Ces dernières sont fondues dans un four à réverbère, pour plomb brut d'œuvre qu'on coupelle comme à l'ordinaire; l'argent brut est raffiné au creuset. Le cuivre, resté dans la liqueur, est précipité par le fer métallique, à l'état de cuivre de cément.

SECTION IV.

D. HYPOSULFITES.

884. On distingue les procédés aux hyposulfites en deux classes : ceux qui se servent de l'*hyposulfite de soude* et ceux qui se servent de l'*hyposulfite de chaux*, pour dissoudre le chlorure d'argent contenu dans les minerais, soit à l'état naturel, soit par préparation artificielle préalable.

Le procédé à l'hyposulfite de soude est dû à l'illustre et modeste ingénieur saxon, M. Patera; les procédés de Kiss, Hoffmann et Küstel, employant l'hyposulfite de chaux, au lieu de celui de soude, ne sont évidemment qu'une imitation, du reste très intelligente, du procédé Patera.

Nous allons les passer en revue brièvement.

§ I. PROCÉDÉ PATERA, A L'HYPOSULFITE DE SOUDE.

885. Depuis l'invention des épreuves photographiques sur papier sensible, par M. Poitevin, l'hyposulfite de soude a été employé pour dissoudre les chlorures d'argent non réduits, c'est-à-dire pour fixer les épreuves : cette propriété a été appliquée aussitôt par M. Patera à l'extraction de l'argent contenu dans les minerais, après que ce métal y a été amené préalablement à l'état de chlorure, s'il ne s'y trouve pas déjà naturellement.

A. USINE DE JOACHIMSTHAL.

886. Le procédé Patera a été appliqué à l'usine de Joachimsthal à des minerais très compliqués, fort riches en argent et de plus cobaltifères, nickelifères, uranifères et bismuthifères. Il est hors de doute que ces minerais sont les plus difficiles qu'on puisse rencontrer comme traitement métallurgique.

Le grillage à la vapeur, suivi d'une chloruration également à la vapeur, fait avec du sel et du vitriol vert (sulfate de fer), permet de dissoudre et d'isoler en majeure partie, par une reprise à l'eau bouillante, le fer, le cobalt, le nickel, le zinc, le cuivre, le plomb, etc. Cette première dissolution est traitée par le sulfure de sodium, qui précipite tous ces métaux à l'état de sulfures.

La chlorure d'argent insoluble, resté dans la gangue, est enlevé par une dissolution d'hyposulfite de soude froide, et constitue une seconde liqueur, riche, argentifère, qui est également traitée par le sulfure de sodium. Le sulfure d'argent, filtré dans une poche en toile, pressé, séché, est repris plusieurs fois par l'eau bouillante, dans le but d'éliminer les dernières traces du sel de soude.

Ainsi débarrassé, le sulfure d'argent est grillé et calciné à basse température, dans un moufle, et fondu avec du fer métallique, dans un creuset de graphite.

La première dissolution est traitée spécialement pour en extraire le cobalt et le nickel. (Voir la Métallurgie de ces deux métaux.)

887. M. O. Hoffmann imite réellement la méthode Patera de Joachimsthal, pour le traitement de minerais d'argent analogues ; l'hyposulfite de soude est également le dissolvant qu'il emploie ; le réactif précipitant, sulfure de sodium, est remplacé par le sulfure de calcium : ce changement ne peut guère être considéré comme une nouvelle invention.

B. USINE DE BARANCA (MEXIQUE).

888. Les fahlerz de Baranca, mélangés de blende, galène, etc., sont grillés dans le four rotatoire de Brückner (429) et repassés à un four de chloruration à quatre soles, qui élabore 4 tonnes de minerai par 24 heures. Les sels de cuivre et de zinc sont enlevés par un lessivage à l'eau froide, de façon à ne pas entraîner le chlorure de plomb, qui est assez soluble dans l'eau bouillante : le cuivre ainsi dissous est précipité par le fer métallique.

Les résidus plombo-argentifères sont repris par l'hyposulfite de soude, qui dissout l'argent, lequel est précipité ensuite par le sulfure de calcium. Le sulfure précipité contient du plomb : on le grille au four à réverbère, à basse température, et on procède à la fusion de l'argent plombeux (65 et 70 pour 100 d'argent), qu'on raffine au four à coupelle, avec addition d'un peu de plomb.

Ce même procédé est suivi en Australie, mais l'hyposulfite de soude y est employé à chaud.

Les procédés O. Hoffmann et celui de l'usine mexicaine de Baranca ne diffèrent réellement du procédé Patera que par le réactif précipitant : sulfure de calcium, au lieu de sulfure de sodium.

§ II. PROCÉDÉ KISS, A L'HYPOSULFITE DE CHAUX.

889. Dans ce procédé, appliqué à des minerais auro-argentifères préalablement chlorurés, la dissolution d'hyposulfite de chaux dissout les chlorures d'argent et d'or.

Ces deux métaux sont précipités ensemble de l'hyposulfite par du sulfure de calcium : la base sodium du procédé Patera est encore ici remplacée par la base calcium.

L'excès de sulfure de calcium se transforme, au contact de l'air, en hyposulfite de chaux, qui est régénéré. Le sulfure de calcium nécessaire est d'ailleurs fabriqué sur place, par la réaction directe du soufre sur la chaux. Les sulfures d'argent et d'or sont soumis à l'amalgamation électrique. (Voir plus loin Chap. III.)

890. Le même procédé est appliqué aux résidus d'amalgamation de Guanasevi, près Durango (Mexique).

891. Il a été introduit également par M. Küstel, dans l'usine Pacific Reduction Works, près de San Francisco, en Californie, pour le traitement de minerais pauvres auro-argentifères, quelque peu plombifères.

La chloruration au sel marin, dans des fours à soles étagées, passant 5 tonnes par 24 heures, est suivie d'une lixiviation à l'eau bouillante; les eaux sont conduites dans des bassins, où, par l'addition d'eau froide, le chlorure de plomb se dépose en cristaux par refroidissement : ce chlorure est fondu au creuset pour plomb argentifère, qui est coupellé (?) [1].

Les chlorures d'argent et d'or, retenus comme résidus par la gangue, sont mis en digestion, pendant 2 à 3 jours, dans l'hyposulfite de chaux; la liqueur est précipitée ensuite par le sulfure de calcium ; le sulfure d'argent aurifère est lavé, filtré, pressé, oxydé, et finalement coupellé, avec addition de plomb au four à coupelle. Ce traitement s'applique aux minerais d'argent, qui, à cause de leur teneur en plomb, ne peuvent pas être amalgamés aux *Pans*, par le *Washoë process* décrit plus haut.

892. Pour mémoire, il convient de rappeler ici le procédé de Stewart Silver Mill, qui emploie le perchlorure de fer comme liqueur d'attaque et le sulfure de calcium comme réactif précipitant (Voir art. 877).

Il faut mentionner également les procédés de Gibb; de Snelus; celui de l'usine de Duisburg, tous les trois fondés sur la précipitation de l'argent, dans les liqueurs cuivreuses, à l'état de sulfure, par l'hydrogène sulfuré : la description de ces méthodes se trouve dans la Désargentation des Cuivres argentifères.

1. Rien de plus difficile que cette réduction du chlorure de plomb : les creusets en terre réfractaire, les chaudières en fonte surtout, les soles des fours, les portes même en fonte des fourneaux, sont attaqués et ne résistent point longtemps. Il serait bien plus simple et plus économique, croyons-nous, de traiter le chorure de plomb par le zinc métallique, qui le réduit rapidement et laisse pour résidu du chlorure de zinc, qu'on peut traiter, comme il a été dit aux articles (836), (837) et (850), (851), (852) et (853).

CHAPITRE III.

PROCÉDÉS ÉLECTROLYTIQUES.

893. Les procédés fondés sur l'électricité n'ont acquis jusqu'à présent qu'une faible importance ; ils sont surtout appliqués aux cuivres noirs et aux mattes auro-argentifères.

Nous réunissons ici, simplement à titre de renseignement, les données que nous avons pu rassembler sur cette matière, tenues assez secrètes d'ailleurs.

A vrai dire, les procédés par cémentation, tant par le zinc que par le fer métallique, ainsi que celui du traitement des laitons, etc., sont des procédés galvaniques. On donne de préférence le nom de procédés *électrolytiques* à ceux qui emploient une pile à un ou plusieurs éléments et dont les deux fils ou plaques terminales — pôle négatif ou cathode et pôle positif ou anode — plongent dans la dissolution, dont il s'agit d'éliminer le métal. On donne également ce nom à ceux qui usent des machines électro-dynamiques de Gramme, Siemens, Schuckert, Watson, Wilde, Hefner-Alteneck, Gérard, A. Heinrichs, Edison, Edison-Hopkinson, Burgin, Gülcher, Brush, Elphinstone-Vincent, ou autres, à courants continus ; de Meritens, Siemens, Ferrant, Thomson, etc., à courants alternatifs, et remplacent par suite la dépense en zinc, pour produire l'électricité dynamique, par celle de la chaleur, plus économique, jusqu'au jour où la dépense de zinc ou d'un succédané de ce métal sera amoindrie.

Sur la méthode générale inventée par M. Becquerel, nous disons dans le Complément de la Métallurgie du Cuivre, chap. IV, § 1, art. 172 et 173, ce qui suit :

« Nous supposons le lecteur au courant de ce que dit M. Grüner sur les procédés électro-chimiques (p. 90, *Principes généraux de Métallurgie*, t. V, 1er cahier, ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE).

« Les premières expériences de précipitation des métaux par l'électrolyse sont dues à M. Becquerel, membre de l'Institut : ici encore la France est en tête du progrès. En 1836, M. Becquerel père[1] inaugura, sur ces principes tout à fait nouveaux, une série d'essais fort remarquables, pour le traitement de minerais compliqués d'argent. Ces expériences ont porté sur 20 tonnes de minerais mélangés et de

1. Dans son *Traité d'électricité et de magnétisme* (Paris, 1846, tome II, p. 276, 446, et *Comptes rendus de l'Académie des sciences*, n° 38, p. 1095), on trouvera tout ce qui concerne la description du traitement des minerais de cuivre et d'argent par l'électrolyse.

provenances diverses : Mexico, Pérou, Chili, Sibérie, Freiberg, Sainte-Marie-aux-Mines. A la suite des résultats obtenus, très brillants, mais qui péchaient cependant par la forte dépense en zinc des piles voltaïques, M. Becquerel donna les plans et devis d'une usine destinée à faire 500 kilogrammes d'argent par jour : le projet n'a pas eu de suite ; il sera certainement ressuscité dans un temps prochain.

Le procédé de M. Becquerel consistait d'abord dans la chloruration, soit par voie sèche, soit par voie humide, des minerais à traiter. Les chlorures, dissous dans une solution de sel marin, étaient ensuite soumis à l'électrolyse, de telle sorte que les métaux se déposaient sur de grandes plaques de cuivre servant d'électrodes. Ce procédé a été l'objet de plusieurs modifications, dans lesquelles le courant électrique était produit au sein même du bain ; on les trouvera décrites dans les *Éléments d'électrochimie* de M. Becquerel.

Nous extrayons du journal *la Lumière électrique*, les lignes suivantes de M. Aug. Guérout (nº 51, page 452) :

« Vers 1860, de nouveaux essais furent faits en Amérique, par M. John Scott, de San Francisco, pour l'application directe du courant électrique aux minerais, sans grillage préalable. Les sulfures, plongés dans une solution de chlorure de sodium, étaient mis en contact avec l'électrode positive d'une pile. Ils étaient alors décomposés : ils formaient du chlorure d'argent, qui se dissolvait dans le sel marin, et l'argent métallique se déposait ensuite sur la lame négative. Le phénomène était facilité par la présence de chlorure de cuivre, provenant soit de la décomposition de sulfate de cuivre ajouté au bain, soit de l'action électrolytique entre le chlorure de sodium et la plaque de cuivre formant l'électrode positive. »

En 1868, MM. Wolf et Pioche, les disciples de M. Becquerel en Amérique, supprimèrent le grillage et remplacèrent les éléments voltaïques simples par des batteries électriques très énergiques, reliées entre elles en tension. Les journaux américains rendirent compte de ces tentatives, mais demeurèrent tout d'un coup muets sur les résultats définitifs, qui sont ainsi demeurés inconnus.

Cette méthode a été plusieurs fois reprise depuis ; elle a été appliquée surtout aux cuivres argentifères, par MM. Elkington, Cobley, André, Rœsing, etc., et récemment par M. Marchèse, pour le traitement des mattes. (Voir Métallurgie du Cuivre, Iʳᵉ Partie, ch. IV.)

Pour le procédé Keith, appliqué surtout aux plombs argentifères, voir la Désargentation des Plombs argentifères, art. 376 et **Notes finales**.

894. Nous avons trouvé, dans une récente publication de la *Berg- und Hüttenm. Zeitung*, des études très remarquables faites sur l'application de l'électrolyse à la métallurgie, et, parmi elles, les expériences de M. Kaliani sur la conductibilité électrique des minerais : comme les résultats obtenus peuvent servir de guide pour les recherches nouvelles qui pourraient être tentées par les métallurgistes dans la voie électrique, nous croyons devoir les consigner ici.

Les minerais complexes argentifères tiennent généralement de l'antimoine, du zinc, du fer, du cuivre, plus rarement du nickel, du cobalt et de l'étain ; nous considérerons avec M. Kaliani ces divers métaux isolément et nous les classerons, comme il l'a fait, d'après la nature de leur minéralisation, en bons et mauvais conducteurs de l'électricité : ce classement est fait dans le tableau suivant :

895.

BONS CONDUCTEURS	MAUVAIS CONDUCTEURS
Minerais d'argent (Ag).	
Sulfure d'argent (Argyrose).	»
Argent rouge foncé (Sb^3Ag^3, Pyrargyrite).	»
Argent rouge clair (As^3Ag^3, Proustite et Miargyrite).	»
Minerais de cuivre (Cu).	
Sulfure de cuivre (Chalcosine : Cu^2S).	Cuivre rouge oxydulé (Cu^2O, Cuprite).
Phillipsite, ($Cu^3S.Fe^2S$).	Azurite ($2CuOCO^2 + CuO,H^2O$).
Pyrites ($CuS + Cu^2S^3$).	Malachite ($CuO,CO^2 + CuO,H^2O$).
Chalcopyrites ($CuS + Fe^2S^3$).	Fahlerz ou cuivres gris.
	Silicate de cuivre (Chrysocolle).
Minerais de fer (Fe).	
Pyrites (Fe^2S) et (Fe^2S^3,Fe^2S).	Pyrites arsenicales.
Oxyde de fer magnétique (Magnétite et Franklinite).	Fer micacé.
	Fer spathique (Sidérose : CO^2,FeO).
	Fer oolithique.
	Fer des houillères et Limonite.
	Fer oligiste (Hématite).
	Fer titané (Isérine, Ilménite, etc.).
Minerais de zinc (Zn).	
»	Blende[1] (ZnS).
»	Calamine (carbonate de zinc : CO^2,ZnO).
»	Calamine électrique (silicate de zinc : ZnO,SiO^3).
Minerais de plomb (Pb).	
Galène.	Carbonate de plomb (céruse : $CO^2.PbO$).
	Plomb vert (phosphate).
	Plomb jaune (chromate ou iodure).
	Sulfate de plomb ou vitriol blanc (SO^3HO,PbO).
	Bournonite.
	Plomb rouge.
Minerais d'antimoine (Sb).	
»	Antimoine sulfuré (Kermès naturel : SbS).
»	Régule d'antimoine.
Minerais d'étain (Sn).	
Oxyde d'étain (Cassitérite : SnO^2).	Sulfure d'étain (Stannine, Fe^2S,Sn^2SCu^2Sn,SnS).
	Étains d'alluvions empâtés dans les gangues ; (Stockwerk du Zinwald (Bohême)).
Minerais de cobalt (Co).	
Sulfure de cobalt (Cobaltine : $CoS^2 + CoAs^2$).	»
Speiss cobalt (Smaltine : $CoAs^2$).	»
Pyrites cobaltifères.	»
Minerais de nickel (Ni).	
Nickel rouge.	»
Nickel blanc.	»
Sulfure de nickel.	»

1. M. Pelletier classe la blende comme bonne conductrice de l'électricité; M. Kaliani pense que c'est une erreur.

895. Les procédés électrolytiques sont à ce jour appliqués presque exclusivement aux minerais argentifères cuivreux; nous renvoyons donc le lecteur à la Métallurgie du Cuivre et à la Désargentation des cuivres argentifères. Nous résumons ici ce que nous avons pu recueillir sur les traitements électrolytiques directs des minerais d'argent (fréquemment cuivreux) et des alliages d'argent (fréquemment aurifères). Les faits suivants sont empruntés à l'article cité de la *Lumière électrique*, où M. Guérout, récemment arrivé du Nouveau Monde, relate les procédés créés pour les matières argentifères, et souvent aurifères, soumises au traitement à la fois électrolytique et mercuriel.

De nombreux brevets, dans lesquels le courant électrique est combiné avec l'action du mercure, ont été pris en Amérique par les amalgamateurs. Les premiers de ces brevets remontent vers 1859 et 1860; mais bien avant, un Français encore, l'ingénieur Bazin, qui a créé tant de choses nouvelles, avait indiqué cette idée. De tous ces brevets, quelques-uns seulement sont mis à exécution; parmi les procédés qui paraissent avoir attiré le plus l'attention, il faut citer celui de MM. Wolf et Pioche, déjà mentionné, celui de M. Parks, tous deux inventés en 1869, celui de M. Crookes, de M. Barker, et enfin surtout celui de M. Bazin.

§ I. PROCÉDÉS ÉLECTROLYTIQUES POUR LES MINERAIS D'ARGENT.

896. A. *Procédé Wolf et Pioche.* — Le procédé de MM. Wolf et Pioche était le suivant :

« On plongeait le minerai finement pulvérisé dans une solution de chlorure de sodium et de sulfate de cuivre. contenue dans un bac en bois, dont les côtés étaient garnis intérieurement de feuilles de cuivre, jusqu'à 15 ou 20 centimètres du fond. Au centre de la cuve, un axe vertical portant des agitateurs également recouverts de cuivre descend assez bas pour plonger dans une couche de mercure placée au fond de la cuve. Ce mercure est relié par l'intermédiaire de l'agitateur avec le pôle négatif d'une pile puissante, tandis que les plaques de la cuve sont reliées au pôle positif de la même pile. Un couvercle ferme l'appareil, et un barboteur à vapeur permet d'effectuer l'opération à chaud.

« Dans ce système, ceux des sulfures qui ne se trouvent pas décomposés par l'action seule du mélange de sulfate de cuivre et de chlorure de sodium (véritable magistral, liqueur de Kröncke), subissent la décomposition électrolytique, lorsqu'ils arrivent au contact de l'électrode positive; mais ce contact ne se produisant dans l'appareil que d'une façon intermittente, l'opération est forcément longue.

897. B. *Procédé A. Parks.* — « Pour assurer d'une façon plus convenable le contact des sulfures à décomposer avec l'électrode, M. A. Parks avait combiné, vers la même époque, un appareil un peu différent du précédent.

« Un cylindre de bois, dont on avait enlevé un segment correspondant à peu près au tiers de sa périphérie, était suspendu horizontalement, sur des tourillons isolés,

par deux goujons fixés aux extrémités de sa ligne axiale. L'intérieur du cylindre était garni de plaques de cuivre reliées par un fil avec un des goujons ; l'autre goujon communiquait de la même façon avec une cuve de mercure (ou une série de tubes amalgamés) suspendue dans le cylindre : le fond de l'appareil était relié par un frotteur, reposant sur le goujon correspondant au pôle positif ; quant au récipient de mercure, il était en relation avec le pôle négatif, soit d'une pile, soit de toute autre source d'électricité. Un tuyau de vapeur, qui s'introduisait par l'axe d'un des goujons, permettait de faire l'opération à chaud.

Quand le vase, rempli au tiers de sa capacité d'eau salée, avait reçu une quantité convenable de minerai pulvérisé, on lui imprimait, à l'aide d'une manivelle, un mouvement oscillatoire, qui l'écartait de chaque côté de 40 à 50 degrés de sa position de repos. Ce mouvement était destiné à empêcher le dépôt des parties terreuses et à faciliter celui des sulfures plus lourds. Ceux-ci étaient ainsi amenés très fréquemment au contact de la plaque positive et décomposés, l'agitation amenant toujours de nouveaux points de contact avec l'électrode. L'oxygène et le chlore, portés au pôle positif, agissaient non seulement sur les sulfures d'argent, mais encore sur la plaque de cuivre, et le sel de cuivre ainsi formé contribuait à la chloruration des sulfures jouant le rôle de magistral. Les chlorures une fois dissous, leur décomposition électrolytique suivait son cours et le métal, se portant au pôle négatif, allait s'amalgamer avec le mercure.

Lorsqu'il s'agissait de traiter des sulfures d'or, obtenus par des procédés analogues à celui de Kiss, par exemple (889), l'électrode positive en cuivre était remplacée par une électrode en fer ou en charbon.

898. Quelques années plus tard, M. Parks simplifia son appareil, en opérant sur les minerais sulfurés, préalablement chlorurés par grillage. Son appareil, représenté figure 175, était constitué par une cuve en bois, *A*, au milieu de laquelle se mouvait un axe *t*, portant quatre bras en fer *d*, munis d'agitateurs en bois *e*. Au fond de la cuve régnait une rainure circulaire *c v*, garnie d'une bande de cuivre : un fil isolé *n*, passant à travers le fond de la cuve, mettait cette bande en relation avec le pôle négatif d'une machine dynamo-électrique. Un autre fil isolé *p*, formant le pôle positif de la machine, était fixé au support de l'axe et communiquait par là aux tiges P, P, de charbon, formant l'électrode positive. Un tube de vapeur *h*, en fer émaillé, servait à chauffer le bain.

« Pour le traitement, on mettait dans la rainure assez de mercure, pour que celui-ci pût absorber tout le métal à réduire, sans devenir pâteux ; on remplissait ensuite la cuve presque entièrement avec une solution saturée de chlorure de sodium ; on faisait arriver de la vapeur et, quand le liquide était voisin de son point d'ébullition, on mettait en mouvement l'agitateur, en introduisant peu à peu le minerai pulvérisé : on arrêtait, lorsque le tout formait une pâte assez claire, pour que les agitateurs l'empêchassent de se déposer. Le chlorure d'argent, dissous et décomposé par le courant, donnait son métal au mercure avec lequel il s'amalgamait. Quand tout le chlorure d'argent était réduit, on fermait le robinet de vapeur et, tout en maintenant l'agitateur en mouvement, on faisait écouler le liquide par un robinet de vidange. Il était recueilli dans un bac, où on laissait les parties solides se déposer, de sorte que la solution de chlorure de sodium pouvait être siphonée et employée

de nouveau : c'est en somme un véritable *Pan* américain, analogue à ceux que nous avons decrit plus haut. L'amalgame formé dans les rainures pouvait être également soutiré par un robinet spécial.

« Avec cet appareil, le traitement des minerais chlorurés d'or était le même que

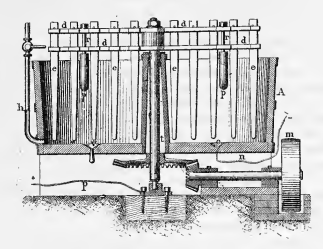


Fig. 175.

pour les minerais d'argent, avec cette différence toutefois que dans le premier cas le dissolvant employé était de l'eau, au lieu de saumure. »

899. C. *Procédé Crookes.* — « Dans les divers procédés d'électro-amalgamation dont nous venons de parler, l'or ou l'argent n'existent pas à l'état libre dans le minerai ; ils sont dégagés de leurs combinaisons par l'action électrolytique, et le mercure pourrait être supprimé, si le dépôt métallique se faisait d'une façon plus compacte. Il ne sert, en somme, qu'à fixer au pôle négatif des particules qui, n'adhérant pas à l'électrode, se trouveraient emportées par le mouvement de la masse.

Dans les procédés d'extraction des métaux par amalgamation dans lesquels, soit naturellement, soit par suite d'un traitement préalable, le minerai contient le métal déjà réduit à l'état métallique, le rôle du mercure est d'extraire ce métal de la masse par voie de dissolution, et il semblerait que, dans les cas de ce genre, l'électricité n'ait pas à intervenir.

900. « Elle a permis cependant de remédier à un des inconvénients du procédé. Au contact des différentes matières que contient la masse métallique, le mercure s'oxyde légèrement (?), puis il s'épaissit et devient moins apte à absorber le métal. Il était alors naturel de penser que la présence de l'hydrogène dans le mercure réduirait les oxydes formés et rendrait au mercure sa fluidité.

« C'est sur cette idée que le célèbre physicien anglais, M Crookes, a basé l'inter-

vention heureuse de l'amalgame de sodium, excellente surtout pour l'amalgamation de l'or. Au contact de l'eau que l'on fait circuler sur les tables d'amalgamation, le sodium s'oxydant donne lieu à un dégagement abondant d'hydrogène ; une partie de cet hydrogène s'amalgame avec le mercure et lui conserve sa fluidité, jusqu'au moment où, tout le gaz ayant été oxydé ou s'étant dégagé, le mercure reprend son état primitif.

901. *Procédé Barker.* — « Dans un appareil électrique décrit en détail dans le journal *la Lumière électrique*, M. Barker était arrivé au même résultat, en décomposant l'eau. Il mettait simplement le mercure en contact avec le pôle négatif d'une machine dynamo-électrique, tandis que l'eau circulant au-dessous des rigoles à mercure était mise en communication par des tiges de cuivre avec le pôle positif de la machine. Les tiges de cuivre s'oxydaient et l'hydrogène se portant sur le mercure empêchait son oxydation.

Le procédé de M. Barker, on le voit, introduisait également dans le mercure de l'hydrogène et formait pour ainsi dire de l'amalgame d'hydrogène (?).

902. « Dans le même ordre d'idées, M. Bernard Molloy a combiné un appareil de manière à pouvoir produire non seulement l'amalgame d'hydrogène, mais encore ceux de sodium, de potassium, lorsque cela est nécessaire, pour s'opposer à l'action de certaines impuretés du minerai : il a aussi disposé son système de manière à pouvoir l'adapter aux endroits où l'eau est rare et où on traite les minerais sans employer d'eau courante.

« Supposons une table d'amalgamation ordinaire avec ses rainures transversales remplies de mercure, la surface supérieure de la table reste la même; mais le fond des rainures est formé par une matière poreuse, peau de chamois, bois non résineux ou ciment ; c'est sur ce fond que repose directement le mercure. Immédiatement au-dessous, se trouve une couche de sable imprégnée du liquide à électrolyser et dans cette couche sont enterrées des lames de plomb, reliées au pôle positif d'une pile électrique, tandis que le mercure contenu dans les rainures se trouve relié avec le pôle négatif.

« On voit que l'action électrolytique se passe en dehors de la partie où s'opère le procédé métallurgique et qu'elle a lieu entre le mercure et les lames de plomb, séparées par le diaphragme poreux et la couche de sable imprégnée d'électrolyte.

« Si le sable est imprégné d'acide sulfurique étendu, le mercure se charge d'hydrogène ; si l'électrolyte est une solution de sulfate de soude, il se forme un amalgame d'hydrogène et de sodium ; si l'on se sert d'une solution de sulfate de potasse, on amalgame avec le mercure de l'hydrogène et du potassium et l'on peut faire varier ainsi à volonté l'action exercée sur le mercure. Quant aux lames de plomb servant d'électrodes positives, elles se couvrent d'oxyde pur, mais peuvent facilement être réduites à nouveau, lorsque cela est devenu nécessaire, soit au moyen d'une action électrique inverse par le zinc, par exemple en présence d'un acide (chlorhydrique, acétique, etc.), soit au moyen d'une réduction par fusion, etc.

« Il faut remarquer que, par cette méthode, le procédé électrolytique a lieu indépendamment du procédé métallurgique. Si l'on fait courir l'eau sur la table d'amalgamation, cette eau ne se mêle pas à l'électrolyte et il en résulte que la durée

de ce dernier est très grande, puisqu'il s'en perd seulement ce qui est absorbé par le mercure.

« La force électromotrice nécessaire pour le procédé est très faible, et il suffit de deux éléments de pile, ayant chacun une force électromotrice d'environ 2 volts. »

903. *Procédé Bazin.* — Nous n'insistons pas sur l'appareil Bazin, décrit art. 481 et représenté fig. 113, à cuvette de mercure électrisé et sodé, qui donne, sous une forme pratique et éminemment simple, tous les avantages de l'électrolyse et de l'amalgamation réunis.

PROCÉDÉS ÉLECTROLYTIQUES APPLIQUÉS AUX ALLIAGES D'ARGENT.

904. Nous terminons ce chapitre par les descriptions suivantes, empruntées au remarquable *Traité d'électricité industrielle* que viennent de publier MM. Cadiat et Dubost :

1°) De la séparation électrolytique de l'argent aurifère et cuprifère, par le procédé Atkins ;

2°) Du raffinage électrolytique des métaux, ce qui complétera ce qui a été dit à ce sujet dans le Complément de la Métallurgie du Cuivre ;

3°) Du procédé électrolytique de MM. Blast et Miest, s'appliquant à des minerais complexes, et dont nous avons déjà donné quelques détails dans ledit Complément.

905. A. *Procédé Atkins, pour l'argent auro-cuprifère.* — « M. Atkins a fait récemment des expériences, en Angleterre, sur le raffinage des métaux. Voici la théorie sur laquelle il s'appuie :

« Étant donné un alliage renfermant du cuivre, de l'argent et de l'or, il s'agit de le dissoudre et d'en séparer les trois métaux, en traitant la dissolution par un courant électrique. L'alliage est suspendu dans des vases *poreux*, contenant de l'acide sulfurique étendu d'eau. Ces vases baignent eux-mêmes dans une cuve remplie d'une dissolution de sulfate de cuivre, dans laquelle sont placées des lames de cuivre. L'alliage est relié au pôle positif d'une machine dynamo-électrique ; les lames de cuivre communiquent au pôle négatif.

« La solution acide des vases poreux est décomposée par le courant. L'oxygène se porte sur l'alliage et s'unit au cuivre et à l'argent (?), tandis que l'or n'est pas attaqué et se précipite au fond des vases. L'hydrogène se porte au pôle négatif et réduit le sulfate de cuivre contenu dans la cuve extérieure : le cuivre se précipite par suite à l'état métallique et peut être recueilli. On sépare aussi l'or et on obtient une dissolution qui ne retient plus que de l'argent et du cuivre.

« Pour séparer ces derniers métaux, on verse la dissolution, une fois qu'elle est saturée, dans des bacs et on la traite par le cuivre. Il se forme du sulfate de cuivre, qui sert pour les opérations suivantes, et de l'argent métallique qui est recueilli à l'état de boue. Avec ce procédé, l'acide sulfurique sert pour ainsi dire indéfiniment; de plus les métaux sont chimiquement purs. Le procédé paraît donc ingénieux ; la théorie lui donne raison : il reste à savoir s'il recevra la sanction de la pratique, qui ne s'est pas encore répandue. » C'est en somme le procédé Becquerel.

906. B. *Procédés pour le raffinage des métaux en général et du cuivre en particulier.* — « Les plaques de cuivre qui figuraient à l'Exposition de 1881 montraient tout le parti qu'on peut tirer de l'électricité, appliquée à cette opération métallurgique. Voici les principes sur lesquels on s'appuie ordinairement.

La plaque métallique, contenant les impuretés dont on veut la débarrasser, est placée comme anode dans un bain formé par un sel du même métal; la cathode est une plaque mince de ce métal à l'état de pureté. C'est une opération tout à fait semblable à celle de la galvanoplastie, sauf que l'on cherche plutôt la quantité que la beauté du dépôt.

« Comme les anodes sont solubles, tout le travail que doit fournir la machine sert uniquement à vaincre la résistance électrique du bain. On la diminue, autant que possible, en augmentant la surface des électrodes et en réduisant la distance qui les sépare. Pour obtenir la quantité maximum de dépôt, avec une dépense donnée de force motrice, on dispose les bains en *tension*[1]. Dans le début, on les plaçait en *dérivation* et l'on faisait des machines d'une très faible résistance intérieure, pour avoir beaucoup d'électricité, avec une force électromotrice peu considérable. Plus tard, on est arrivé à adopter la disposition contraire.

« De nombreuses expériences ont été faites à ce sujet par le célèbre inventeur de la machine électro-dynamique, M. Gramme (encore un Français). Il a opéré sur des bains de sulfate de cuivre, dont les électrodes étaient formées de plaques cuivre d'égale dimension, et il a étudié l'influence de leur disposition en série ou en quantité. Voici les résultats qu'il a observés :

« En plaçant tous les bains en *dérivation* et faisant varier leur nombre, la quantité de cuivre, déposée par kilogrammètre de travail dépensé, était à peu près la même dans les diverses expériences. Ce poids est resté sensiblement égal à 1gr,20. Il n'y a donc pas augmentation de rendement par suite de l'augmentation de surface.

« Le seul avantage est l'amélioration du dépôt, qui est moins poreux; mais cette considération n'a aucune importance en métallurgie.

« Dans une seconde série d'expériences, tous les bains ont été mis en *tension :* leurs nombre a varié de 1 à 48; les électrodes avaient la même surface dans tous le bains. La vitesse de la machine a été augmentée, à mesure que le nombre des bains croissait, et la force électromotrice a varié de 1 à 8 volts[2]. Le dépôt a augmenté avec le nombre de bains, ainsi que le rendement par kilogrammètre dépensé. Le poids de cuivre par kilogrammètre a varié de 1gr,58 à 23gr,18.

« La conclusion est bien évidente : on voit quelle économie il y a, — quand on est

1. Les électriciens donnent le nom de batterie de pile montée en *tension* ou en *série*, lorsque le pôle positif (cuivre, charbon, etc.) est relié au pôle négatif (zinc, etc.) du second; le pôle positif du second élément au pôle négatif du troisième, et ainsi de suite.

Lorsqu'au contraire on relie tous les pôles positifs des éléments ensemble, et tous les pôles négatifs entre eux, on dit que la batterie est montée en *dérivation*, en *quantité*, en *surface*, en *arc multiple* (Formulaire de l'Électricien, E. Hospitalier).

2. Nous avons employé fréquemment le mot *volt*. Nous rappelons, pour les personnes peu familiarisées avec les mesures électriques courantes, que le *volt* est l'unité de *force électromotrice*, que l'unité d'intensité, est l'*ampère;* que le *kilogrammètre* est l'unité mécanique, l'unité d'énergie ou de travail, correspondante au travail dépensé pour élever le poids de 1 kilogramme à 1 mètre de hauteur, ou à celui que produit 1 kilogramme, tombant de 1 mètre de hauteur; que *le cheval-vapeur* vaut 75 kilogrammètres; que 424 kilogrammètres ou 5,6533 chev.-vap. produisent 1 *calorie* (Équivalent mécanique de la chaleur).

placé dans des conditions semblables, c'est-à-dire quand on dispose d'anodes solubles, — à mettre les bains en *tension* plutôt qu'en *quantité*.

« On pourrait théoriquement, dans ce cas, déposer avec une source d'électricité donnée une quantité illimitée de métal. Mais, en outre des résistances offertes par les bains, il existe une perte de travail due aux impuretés des anodes, qui peuvent provoquer des dégagements gazeux et produire une certaine polarisation. Dans la pratique, il y a un point à partir duquel on a plus d'économie à augmenter la source d'électricité que le nombre des bains.

907. « C'est sur ces principes qu'est fondé le raffinage électrolytique du cuivre. Ainsi par exemple, à Ocker, en Saxe, le bain employé est formé par une dissolution de sulfate de cuivre légèrement acidulée, pour augmenter sa conductibilité. Le courant est fourni par trois machines Siemens et l'on compte qu'elles produisent environ 1 kilogramme de métal par cheval et par heure. D'après M. Siemens, la surface des électrodes, pour le raffinage du cuivre doit être au moins égale à 50 mètres carrés par cheval-vapeur de la machine; les deux faces de l'électrode sont comptées dans ce calcul.

« A la Norddeutschraffinerie de Hambourg, dirigée par M. Wohlwill, le courant est fourni par six machines Gramme n° 1 et par une machine Gramme construite sur un type spécial, de façon à produire environ cinq fois plus d'électricité que la machine n° 1, tout en tournant deux fois moins vite. La production de cette usine est de 2 tonnes 1/2 de cuivre rosette par jour.

« MM. OEschger et Mesdach appliquent, à leur usine de Biache (Saint-Wast), le système électrolytique au raffinage de leurs cuivres. Ils se servent d'une machine Gramme du modèle que nous avons indiqué plus haut et qui a été construit pour M. Wohlwill; ils raffinent environ 800 kilogrammes de cuivre par jour.

908. « Nous empruntons aux travaux de M. Hippolyte Fontaine la disposition suivante, qu'il indique comme type, pour une petite usine de raffinage de cuivre. L'installation qu'il prend pour exemple a été faite à Marseille chez M. Hilarion Roux, marquis d'Escombreras, d'après les études de M. Gramme :

Nombre de bains	40m
Surface totale des anodes	900m,2
Surface d'anodes par bain	22m,5
Nombre de plaques par bain	115
Longueur des plaques	0m,68
Largeur	0m,15
Épaisseur	0m,01
Poids	12k
Hauteur d'immersion de chaque plaque	0m,58
Épaisseur des cathodes	0m,0005
Distance entre les anodes et les cathodes	0m,05
Poids total du cuivre en traitement	55tonnes
Machine Gramme employée	n° 1
Nombre de tours par minute	850
Poids de cuivre purifié par heure	10k,4
— — par jour	250k
Force motrice employée	5 chevaux

« Le bain est composé de sulfate de cuivre dilué, titrant de 16 à 18 degrés Baumé.

« L'installation complète (bains, machine Gramme et moteur à vapeur) d'une raffinerie de

cuivre, produisant 250 kilogrammes de cuivre par jour, coûte environ 25 000 francs. Le capital immobilisé atteint 130 000 à 150 000 francs. Le résultat financier de l'opération dépend surtout de la nature des cuivres traités.

« Dans certains cas, les métaux précieux retirés du cuivre, argentifères ou aurifères, compensent largement les frais de l'opération. »

909. C. *Procédé Blas et Miest.*

La description que nous allons donner du procédé Blas et Miest, applicable à plusieurs métaux autres que le cuivre et qui a l'avantage de faire, en même temps que l'extraction du métal, celle du soufre qui l'accompagne, nous paraît résumer les progrès les plus récents de l'application de l'électricité en matière métallurgique, et spécialement en ce qui concerne les minerais cuivreux.

Voici comme s'expriment les inventeurs dont nous conservons les paroles textuelles [1] :

910. « La méthode comprend deux opérations distinctes : 1° l'agglomération du minerai en plaques ; 2° la décomposition de ces plaques, sous l'action du courant galvanique, en les établissant comme anodes dans des bassins appropriés. »

911. A. « **Agglomération.** — Cette opération peut se faire d'une manière analogue à celle en usage dans les divers procédés de fabrication de briquettes ou agglomérés de charbon. Nous croyons préférable et plus économique de la faire dans des moules fermés, chauffés à feu nu. Le minerai est d'abord pressé dans les moules ; ceux-ci sont munis d'un couvercle, pour préserver le minerai du contact des flammes ; on peut, au besoin, ne presser qu'après la sortie du minerai du four. La température est de 500° à 600° ; elle varie d'ailleurs avec la pression, qui doit atteindre 40 atmosphères.

« Les dimensions des plaques varient également suivant la nature de la conductibilité des minerais. Plus le minerai est mauvais conducteur, plus elles doivent être épaisses. L'agglomération a pour but : 1° de faire des matières à traiter une masse compacte, dont on puisse mesurer la résistance électrique, et 2° d'augmenter leur conductibilité, car on sait que les corps divisés ne conduisent presque pas l'électricité. Si l'on employait, comme on le pratique généralement, le minerai en grains, dans des sacs placés aux anodes, on ne connaîtrait pas facilement la résistance de l'anode ainsi constitué : or, ceci est un point tout à fait essentiel, lorsqu'on produit l'électricité au moyen de machines dynamo-électriques. Dans ces machines, le maximum de travail utilisable a lieu quand la résistance extérieure est égale à la résistance de la machine elle-même. Il faut donc connaître cette résistance extérieure. En faisant servir le minerai lui-même d'anode, on évite en outre de le griller et de le dissoudre : cette manière d'opérer est du reste la seule qui corresponde au minimum de la force de courant nécessaire à la précipitation des métaux. »

912. B. « **Précipitation.** — Les bains employés sont des solutions de sels mé-

1. Cette description est extraite d'un Mémoire original signé par M. Blas, professeur de métallurgie à l'École des Mines de Louvain, et M. E. Miest, ingénieur à Moneeau (Bièvre, 14 fév. 1882). Ces messieurs auraient, paraîtrait-il, à se plaindre de descriptions inexactes publiées jusqu'à présent. Celle que nous présentons est copiée sur un original signé de la main des inventeurs. Nous recommandons à ce propos la publication très remarquable de M. C. Blas, intitulée « Application de l'électrolyse à l'analyse chimique ». (Peters, édit. Louvain.)

talliques appropriés à la nature des minerais. L'acide du sel doit pouvoir attaquer les sulfures naturels et dissoudre le métal du minerai. Par exemple, pour les minerais de cuivre, le bain sera du sulfate, du nitrate ou du chlorure de cuivre ; pour les minerais de plomb, la galène par exemple, le bain sera une solution de nitrate de plomb, etc.

« Pour les minerais mixtes, on choisira le bain d'après la composition des différents métaux : on pourra même de cette façon conduire l'opération de manière à laisser un ou plusieurs des métaux en solution et les réserver ainsi pour un traitement isolé ou spécial ultérieur, de même nature ou autre.

« Les faits sur lesquels repose la méthode sont les suivants : Si nous prenons par exemple le plomb, et que nous supposions un bain de nitrate de plomb, l'anode sera constitué par de la galène et on prendra pour cathode une lame d'un métal insoluble dans le nitrate de plomb. Le courant galvanique décompose le sel; le métal se précipite sur la cathode, l'acide se porte à l'anode, où il rencontrera la galène et la dissoudra, en régénérant le nitrate de plomb et laissant un dépôt de soufre (sur l'anode). Cette réaction se produit sans aucun dégagement gazeux.

« On retire de la sorte le soufre des résidus. Ce métal est à peu près perdu jusqu'à ce jour dans les autres traitements métallurgiques [1].

« L'acide du sel, se régénérant constamment, sert indéfiniment, ce qui n'a pas lieu lorsqu'on use d'acides pour bains. Avec les minerais à gangues peu solubles, il n'y a d'autres pertes en acide que celles mécaniques qui résultent de toute manipulation industrielle. »

913. C. « **Action des gangues.** — Les gangues insolubles ont pour effet de diminuer la conductibilité. Parmi les gangues solubles, il en est une fort gênante : c'est le pyrite de fer. Le fer se dissout, se transforme en sel au maximum, et pourrait précipiter de l'oxyde ferrique à la cathode, si on ne l'évitait, en établissant une circulation continue du bain, qu'on fait passer, lorsqu'il contient assez de fer, sur du minerai brut. En chauffant légèrement, le fer se précipite partiellement à l'état de peroxyde, tandis que les autres métaux, cuivre, zinc, plomb, etc., se dissolvent. Le fer resté en solution est ramené de la sorte à l'état de sel au minimum : il s'oxyde de nouveau par le courant et, les mêmes phénomènes se reproduisant, on purge la liqueur fréquemment, comme il vient d'être dit. »

914. D. « **Extraction du soufre.** — Le soufre et les gangues insolubles restent sur l'anode, d'où on les enlève de temps en temps, parce que leur dépôt gênerait la transmission du courant, en occasionnant des phénomènes de polarisation. Ces résidus sulfureux sont ensuite lavés et séchés. On les distille, s'ils sont très riches en soufre, ou bien encore on les traite par le sulfure de carbone, opération qui, avec des appareils convenables, donne un soufre très pur et sans grande perte. »

915. E. « **Extraction des métaux.** — Les métaux déposés à la cathode sont traités et affinés ultérieurement. Quand il n'y a qu'un métal présent, il ne renferme

1. L'application du soufre des grillages à la fabrication de l'acide sulfurique en utilise la presque totalité, même là où les fabriques de produits chimiques sont éloignées de l'usine à cuivre. Une partie également est recueillie à l'état de soufre brut : il est probable toutefois qu'il y aurait plus d'avantage à le recueillir à l'état de soufre raffiné presque intégralement, qu'à le convertir en acide sulfurique. (N. de l'auteur.)

guère d'impuretés. On peut extraire tous ceux qui sont restés en solution, en modifiant le sel ainsi qu'il a été dit. Quant au zinc, nous avons remarqué qu'il ne peut encore être extrait économiquement, en l'état actuel de nos connaissances. On se contente d'évaporer la solution zingueuse à sec et on calcine : le résidu sera de l'oxyde ou même du blanc de zinc, suivant la nature du sel. »

916. F. « **Force motrice.** — La force motrice nécessaire est réduite à son minimum, dans ce système, parce que : 1° il n'y a point polarisation par dégagement gazeux sur les électrodes ; 2° le seul travail exigé est la décomposition des sulfures, puisque le bain est constamment régénéré.

« Les procédés électrolytiques employés jusqu'à présent usent d'anodes insolubles et obtiennent nécessairement des dégagements de gaz ; de plus le travail dépensé par la décomposition du bain, travail bien supérieur à celui qui est nécessaire pour la décomposition des sulfures, n'est pas régénéré.

« Ainsi pour le cuivre, la chaleur de formation du sulfure (CuS) étant de 18 266 calories et celle du sulfate (SO^3CuO) étant de 55 960, le travail de décomposition sera, dans le procédé dont il s'agit, à peu près trois fois moindre que dans ceux qui usent d'anodes insolubles. D'après ce qui précède, si l'on admet un rendement en travail de 30 pour 100 de la machine électro-dynamique, la force de la machine motrice nécessaire pour la précipitation de 1 kilogramme de métal à l'heure, sera :

Pour le cuivre, de	1,5	chevaux-vapeur,
— plomb,	0,5	—
— zinc,	3,5	—

« Ces chiffres sont des maxima. »

917. G. « **Frais d'installation.** — Il faut une presse hydraulique ou accumulateur, un petit four pour la fabrication des plaques et un concasseur ; comme force motrice, une machine à vapeur, ou, si l'on a une force hydraulique à sa disposition, une turbine ; des machines électro-dynamiques ; des cuves de précipitation en bois goudronné. Pour le nombre des caisses, on calcule 50 mètres carrés de surface d'électrode par force de cheval, ou plus encore, si la place ne fait pas défaut. Les plaques constituant les électrodes sont espacées entre elles de 5 à 6 centimètres au plus. »

918. H. « **Avantages du procédé.** — 1° Il permet l'extraction du soufre des minerais, sans grillage ni dissolution préalable du minerai.

« 2° Il réalise l'extraction de tous les métaux contenus dans le minerai, avec le minimum de travail mécanique.

« 3° Appliqué aux minerais mixtes, il permet la séparation facile des métaux complexes, dont le traitement métallurgique est aujourd'hui si difficile.

« 4° Il n'y a d'autre perte d'acide que celle qui a lieu en général partout, mécaniquement ou par écoulements accidentels.

« 5° Appliqué aux minerais de cuivre, il présente l'avantage de ne pas occasionner de dépense de fer comme réactif précipitant, ainsi que cela a lieu dans les procédés par voie humide ordinaire ; le métal produit est pur, avantage réel, — lorsqu'il y a de l'arsenic présent dans le minerai. Dans ce cas, le bain employé est

du sulfate de cuivre et les anodes sont formées du minerai le plus pauvre possible en fer. »

919. J. « **Prix de revient.** — Pour 400 tonnes de minerai de cuivre à traiter par mois, soit 16 tonnes par jour, à une teneur moyenne de 10 %, par exemple, il faut déposer $\frac{1600}{20} = 66$ kilogrammes de cuivre à l'heure ; la force motrice serait, avec le type de 1,5 cheval-vapeur : $5 \times 66 = 100$ chevaux-vapeur environ, et la production de cuivre serait de $1^t,50$ à $1^t,60$ par jour.

« Outre cette machine de 100 chevaux (à vapeur ou hydraulique), il faut 100 cuves de précipitation, de 3 mètres de long sur $1^m,50$ de large et 1 mètre ou $1^m,50$ de profondeur ; 10 machines dynamo-électriques de 10 chevaux. Elles coûteraient ensemble environ 70 000 francs, au prix actuel : il faut s'attendre à ce que ces machines diminuent de valeur, à mesure que les méthodes électrolytiques et d'autres applications industrielles deviendront plus nombreuses et plus générales, la concurrence des constructeurs aidant.

« Dans le cas d'un moteur hydraulique, l'installation coûterait 90 000 francs environ ; ce qui, au taux de 10 % d'intérêt et 10 années d'amortissement, donnerait comme frais généraux fixes : 0,0375 francs par kilogramme de cuivre produit ou 37 fr. 50 par tonne (α). »

920. Quelques objections assez sérieuses, mais qu'on pourra faire disparaître sans doute, ont été faites à cette méthode.

Les gâteaux agglomérés, à mesure qu'ils se dépouillent du soufre et du plomb, cuivre, zinc, tombent rapidement en poussière au fond du bain, près de l'anode, en se mêlant au soufre : il faut donc les retirer avant leur chute dans le bain et agglomérer fréquemment à nouveau : cette dépense serait surtout considérable pour des minerais à peu de gangue, dont tous les métaux doivent disparaître dans l'attaque.

Les frais de l'agglomération pour 400 tonnes par mois, plus ceux des retours d'opérations dont il vient d'être question, ne laissent pas que d'être assez dispendieux, non pas tant comme consommation de force de compression (6 chevaux pour deux accumulateurs à 40 atmosphères de pression), mais plutôt comme dépense de charbon (il faut produire de 400° à 600°). L'agglomération ou le frittage, sans un agglutinant (brai, goudron, etc.), paraît, en tout cas, assez difficile à bien réussir, surtout pour certains minerais sulfureux qui, à cette température, éprouveraient certainement une transformation partielle dans leur composition chimique.

921. **Coût.** — Si nous calculons le prix de revient du traitement électrolytique sur les bases de MM. Blas et Miest, pour du minerai de cuivre à 10 pour 100 et en prenant du charbon à 25 francs la tonne, le coût de cette opération d'agglomération, sans compter le combustible dépensé pour force motrice, ne peut se calculer à moins de 55 francs [1] par jour, soit

1. *Charbon.* 400 kilogrammes, à 25 francs la tonne par 24 heures. 10,00
Main-d'œuvre. 8 ouvriers pour les accumulateurs et le four, poste de jour et de nuit, à 5 francs 40,00
Divers 5,00
Fr. 55,00 par 24 heures.

pour $0^t,600$ de cuivre pur produit; ce qui met le prix de cette manutention à $0^{fr},0343$ par kilogramme de cuivre et par tonne à $34^{fr},30$ (β).

En admettant une consommation de combustible de $0^k,90$ à $1^k,20$ par force de cheval et par heure, — ce qui est le chiffre minimum des machines système Corliss, pour la force de 120 chevaux, — et en admettant en moyenne 1 kilogramme, la dépense par journée de 24 heures serait de : $24 \times 1 \times 120 = 2^t,28$ à 3 tonnes de charbon par jour, pour la force motrice de 120 chevaux. Cette dépense serait bien réduite évidemment, dans le cas d'une force hydraulique équivalente disponible.

Le service des machines peut donc s'estimer comme suit, avec du charbon à 25 francs la tonne :

Combustible :	3 tonnes houille à 25 francs la tonne. . .	75^{fr}
Main-d'œuvre :	2 chauffeurs et 2 mécaniciens (jour et nuit), à 5 francs.	20
Divers :	Huile, étoupes, etc.	5
		100^{fr}

Soit $\frac{100}{120 \times 24} = 0^{fr},0347$ par heure et par cheval; et pour 1 kilogramme de cuivre précipité par heure : $1,5^{cheval} \times 0^{fr},0347 = 0^{fr},5205$, soit par tonne de cuivre : $52^{fr},05$ (γ).

Les travaux de l'électrolyse exigent au minimum les consommations suivantes :

Surveillants de 10 machines Gramme ou autres, vidange des bains, moutures, etc., par jour : $20^{ouvr.}$ à $4^{fr},50$.	90^{fr}
Réactifs des bains (chlorure ou sulfate de cuivre), etc. .	10
	100 francs pour $0^t,60$

de cuivre, soit pour 1 kilogramme : $0^{fr},0625$ et par tonne de cuivre $62^{fr},50$ (δ).

En réunissant les quatre sommes ci-dessus, constituant l'ensemble des frais, savoir :

Frais d'amortissement, etc. :	$57^{fr},50$ (α)
Agglomération du minerai :	34 ,30 (β)
Force motrice pour l'électrolyse, etc. : . .	52 ,50 (γ)
Électrolyse, etc. :.	62 ,50 (δ)
Il vient. . .	$186^{fr},80$

Il faut ajouter à cette somme le prix du minerai et la perte en cuivre.

Il y aura par contre à déduire le prix du soufre et la valeur du *purple ore*. En admettant, pour le cuivre, comme dans les calculs du coût présentés dans le Complément de la Métallurgie du Cuivre, une valeur de 66 livres sterling, soit 1666 francs, chiffre aujourd'hui trop élevé de 500^{fr} (au moins), il resterait un bénéfice variable, que l'on peut estimer à $1666 - 1437 = 183$ fr. par tonne, le minerai étant supposé à 10 % et l'unité de cuivre à 10 shillings ou $12^{fr},50$ [1].

1.

Valeur du minerai, à $12^{fr},50$ l'unité.	1250^{fr}
Frais de traitement par tonne de cuivre	186,80
	1436,80

En chiffres ronds 1437 fr.

FIN DE LA MÉTALLURGIE DE L'ARGENT.

NOTES FINALES.

NOTE I.

VALEUR DU KILOGRAMME D'ARGENT.

(EXTRAITS DU LIVRE : L'ARGENT ET L'OR, ETC.)

1. La question statistique du métal argent se trouve traitée dans toute son extension dans l'ouvrage : *L'Argent et l'Or : Production; Consommation et Circulation des Métaux précieux* (Dunod, éditeur).

Nous croyons utile d'en extraire le tableau du cours moyen annuel de l'argent en lingots par once *standart*, à Londres, qui est la ville régulatrice du marché, et sa valeur correspondante en francs par kilogramme d'argent fin à $\frac{1000}{1000}$. Ce tableau commence en l'année 1833.

Nous y ajoutons le tableau du cours du 1er semestre 1883, avec une planche qui représente le diagramme correspondant à cette période. (*Ce tableau est extrait de la Désargentation des plombs argentifères.*)

ANNÉE	MOYENNE à LONDRES. Pence	MOYENNE CORRESPONDANTE A PARIS au kilogr. Francs	CHIFFRES DE M. COSTES	OBSERVATIONS
1833	$59\frac{3}{16}$	237,859	»	Abolition de l'esclavage dans les Indes.
1834	$59\frac{15}{16}$	240,875	»	»
1835	$59\frac{11}{16}$	239,869	»	»
1836	60	241,125	»	Guerre civile en Espagne.
1837	$59\frac{9}{16}$	239.366	»	Crise anglo-américaine. Avènement de la reine Victoria.
1838	$59\frac{1}{2}$	239,115	»	Reprise des payements en espèces aux États-Unis.
1839	$60\frac{3}{8}$	242,632	»	»
1840	$60\frac{3}{8}$	242,638	»	»
1841	$60\frac{1}{16}$	241,376	219,67	»
1842	$59\frac{7}{16}$	238,864	217,31	Vote de l'*Income Tax*.
1843	$59\frac{5}{16}$	237,859	216,22	»
1844	$59\frac{1}{2}$	239,115	217,31	»
1845	$59\frac{1}{4}$	238,111	216,49	Guerre avec les Seiks aux Indes.
1846	$59\frac{5}{16}$	238,362	216,22	»
1847	$59\frac{11}{16}$	239,869	218 »	Famine en Irlande. Découverte de l'or californien.
1848	$59\frac{1}{2}$	239,115	216,90	»
1849	$59\frac{3}{4}$	240,120	218 »	»
1850	$60\frac{1}{16}$	241,376	219,11	»
1851	61	245,143	222,79	Découverte de l'or australien.
1852	$60\frac{1}{2}$	243,134	221,22	»
1853	$61\frac{1}{2}$	247,152	224,68	»
1854	$61\frac{1}{2}$	247,152	224,68	Guerre de Russie.
1855	$61\frac{5}{16}$	246,399	224,25	»
1856	$61\frac{5}{16}$	246,399	224,68	»
1857	$61\frac{3}{4}$	248,157	225,57	Crise dans les Indes. Révolte.
1858	$61\frac{5}{16}$	246,399	224,25	»
1859	$62\frac{1}{16}$	249,413	226,46	»
1860	$61\frac{11}{16}$	247,907	225,27	Traité de commerce avec l'Angleterre.
1861	$60\frac{13}{16}$	244,390	222,07	Guerre civile en Amérique.
1862	$61\frac{7}{16}$	246,901	224,25	»
1863	$61\frac{3}{8}$	245,896	223,95	»
1864	$61\frac{3}{8}$	245,895	224,39	»
1865	$61\frac{1}{16}$	245,394	223,08	Formation de l'Union monétaire latine.
1866	$61\frac{1}{8}$	245,645	223,25	Panique : la Banque anglaise refuse d'acheter l'or.
1867	$60\frac{9}{16}$	243,385	221,22	»
1868	$60\frac{1}{2}$	243,134	220,80	»
1869	$60\frac{7}{16}$	242,883	220,80	»
1870	$60\frac{9}{16}$	243,385	220,94	Guerre franco-prussienne.
1871	$60\frac{1}{2}$	243,134	221,22	»
1872	$60\frac{5}{16}$	242,381	220,57	»
1873	$59\frac{1}{4}$	238,111	216,63	Démonétisation de l'argent par l'Allemagne.
1874	$58\frac{5}{16}$	234,345	213,01	»
1875	$56\frac{7}{8}$	226,808	207,75	Suspension de la frappe d'argent en Italie pour le compte du public.
1876	$52\frac{3}{4}$	211,989	194,04	Crise monétaire sur l'argent. Mandats du gouvernement anglais sur les Indes.
1877	$54\frac{13}{16}$	220,277	200 »	Guerre Turco-Russe.
1878	$52\frac{9}{16}$	211,255	191,79	Première conférence monétaire à Paris.
1879	$51\frac{1}{4}$	205,961	186,79	»
1880	$52\frac{1}{4}$	209,980	190,19	»
1881	$51\frac{12}{16}$	207,970	189,15	Seconde conférence monétaire à Paris.
1882	$51\frac{12}{16}$	207,970	189,15	»
1883	$50\frac{9}{16}$	203,198	184,80	»

Entre les chiffres de l'avant-dernière et ceux de la dernière colonne précédant la colonne des Observations, il y a un écart, qui varie de 18 à 22 francs par kilogramme et qui provient de ce que la première colonne de valeur est la traduction *exacte* des *onces troy* en kilogrammes d'argent et des *pence* en francs d'argent, tandis que, dans la seconde, la traduction des *pence* se fait en monnaies d'*or* et par conséquent en tenant compte des variations commerciales du rapport légal. Il ne nous semble pas correct d'introduire un élément étranger, le change, dans les appréciations mathématiques de la valeur : cet élément la rabaisse plus ou moins capricieusement. (Voir pour plus de détails l'ouvrage cité.)

2. — L'argent fin se paye en ce moment, en Angleterre, l'once troy : 54 pence $\frac{15}{16}$, c'est-à-dire 54 pence et 937 millièmes de penny : ce qui correspond à $54{,}957 \times 0^{f}{,}125 = 6^{f}{,}864$ l'once troy ou les $31^{gr}{,}103$, soit à francs : 220,780 les 1000 grammes. Dans le tableau précédent, ce chiffre descend, chez M. Costes, à 200 francs, ainsi qu'il résulte de la cote, à peu près identique, de l'année 1877. En ladite année 1877, M. Costes indique comme moyenne du rapport de l'or à l'argent 17,22. Le calcul, fait d'après les chiffres de l'*Economist* du 23 février 1884, établit en effet que $3444^{f}{,}44$ étant la valeur du kilogramme fin d'or, $\frac{3444{,}44}{17{,}22} = 200$ fr.; mais en France on ne paye pas en or : la pièce de 5 fr. argent ne vaut ni plus ni moins que celle de 5 fr. or. Ces considérations de change ne peuvent entrer en ligne de compte que lorsqu'il s'agit de payements réels à effectuer, dans les pays où l'or est l'unique métal monétaire (en Angleterre, par exemple), et non en France et autres pays à étalon bimétallique ou simplement d'argent, où l'on paye aussi bien en argent qu'en or, et presque toujours en billets de banque. Le chiffre du rapport de l'or à l'argent est lui-même fort sujet à caution. Le journal *the Economist*, champion très savant et habile, mais trop ardent du monométallisme or, a tous ses chiffres à rectifier : une rigoureuse correction, absolument indispensable, de ces calculs, se trouve faite dans l'ouvrage cité, et par suite l'interprétation des phénomènes subit une modification correspondante. Il faut déduire du prix de 220,78 les frais de transport, de commission et de monnayage, si le lingot doit se transformer en espèces. Ce n'est qu'en tenant compte de ces divers frais qu'en effet le kilogramme d'argent peut descendre à 200 fr., c'est-à-dire à 20 fr. de moins.

L'oscillation, en 1883, varie de 54 1/16 à 55, soit de $217^{f}{,}263$ à $221^{f}{,}051$; d'après l'*Economist*, elle serait en moyenne de $50\,\frac{9}{16}$, soit de $203^{f}{,}198$, correspondant, dans le calcul de M. Costes, à $184^{f}{,}80$. Comment la cote officielle de l'*Economist* donne-t-elle $50\,\frac{9}{16}$, quand elle résulte de 54 3/16, soit près de 4 pence par once en plus? Une rectification profonde de tous ces chiffres au point de vue français, est, nous le répétons, indispensable.

3. — Les banques anglaises payent à ce prix l'*argent fin;* mais l'*argent en lingots raffiné*, c'est-à-dire oscillant dans les environs de 997 millièmes, est estimé et coté en Bourse à un prix qui diffère, en général, en moins de près de 4 pence par once, du prix de l'argent fin comme ce dernier, il a son cours spécial.

Voici un tableau des cours de l'once d'argent fin et d'argent en lingots, pour le 1[er] semestre de l'année 1883, et qui se trouve reproduit graphiquement, planche I.

PRIX DE L'ONCE TROY D'ARGENT A LONDRES

DATES	ARGENT EN LINGOTS RAFFINÉ PENCE	ARGENT FIN PENCE
Janvier 1883 22. . .	50 $^{4}/_{8}$	54 $^{3}/_{16}$
23. . .	50 $^{1}/_{4}$	54 $^{3}/_{16}$
24. . .	50 $^{3}/_{8}$	54 $^{3}/_{16}$
25. . .	50 $^{3}/_{8}$	54 $^{3}/_{16}$
26. . .	50 $^{3}/_{8}$	54 $^{3}/_{16}$
27. . .	50 $^{3}/_{8}$	54 $^{3}/_{16}$
28. . .	50 $^{3}/_{8}$	54 $^{3}/_{16}$
Février » 5. . .	50 $^{9}/_{16}$	54 $^{1}/_{2}$
6. . .	50 $^{1}/_{2}$	54 $^{7}/_{16}$
7. . .	50 $^{1}/_{2}$	54 $^{7}/_{16}$
8. . .	50 $^{1}/_{2}$	54 $^{7}/_{16}$
9. . .	50 $^{1}/_{2}$	54 $^{7}/_{16}$
10. . .	50 $^{3}/_{8}$	54 $^{3}/_{8}$
11. . .	50 $^{1}/_{2}$	54 $^{3}/_{8}$
12. . .	50 $^{3}/_{8}$	54 $^{3}/_{8}$
19. . .	50 $^{1}/_{2}$	54 $^{7}/_{16}$ $^{1}/_{2}$
20. . .	50 $^{9}/_{16}$	54 $^{9}/_{16}$
21. . .	50 $^{5}/_{8}$	54 $^{3}/_{16}$
22. . .	50 $^{13}/_{16}$	55 $^{1}/_{16}$
23. . .	51 »	55 »
24. . .	51 »	55 »
25. . .	51 »	55 »
26. . .	51 »	55 «
27. . .	51 »	55 »
28. . .	51 »	55 »
29. . .	51 »	55 »
Mars » 19. . .	51 »	55 »
20. . .	50 $^{3}/_{4}$	55 »
21. . .	50 $^{8}/_{9}$	55 »
22. .	50 $^{3}/_{4}$	54 $^{3}/_{4}$
23. . .	50 $^{3}/_{4}$	54 $^{3}/_{4}$
24 . .	50 $^{3}/_{4}$	54 $^{3}/_{4}$
25. . .	50 $^{3}/_{4}$	54 $^{3}/_{4}$
26. . .	50 $^{3}/_{4}$	54 $^{3}/_{4}$
27. . .	50 $^{7}/_{8}$	54 $^{3}/_{4}$
28, . .	50 $^{7}/_{8}$	54 $^{3}/_{4}$
29. . .	51 »	54 $^{3}/_{4}$
30. . .	50 $^{13}/_{16}$	54 $^{3}/_{4}$
Avril » 9. . .	50 $^{5}/_{8}$	54 $^{5}/_{8}$
10. . .	50 »	54 $^{5}/_{8}$
16. . .	50 »	54 $^{5}/_{8}$
17. . .	50 »	54 $^{5}/_{8}$
18. . .	50 »	54 $^{5}/_{8}$
28. . .	50 »	54 $^{5}/_{8}$
29. . .	50 »	54 $^{5}/_{8}$
30. . .	50 »	54 $^{5}/_{8}$
Juin » 1. . .	50 $^{4}/_{8}$	54 $^{5}/_{16}$

4. — On peut conclure des données ci-dessus que, quoique les oscillations de valeurs soient sensibles d'un jour à l'autre, les variations totales, pour des périodes assez grandes, ne sont pas considérables. Ainsi, durant ce semestre, le cours moyen n'a oscillé que faiblement. Pour l'argent en lingots : entre 50 pence 1/2 et 51 pence ; soit en moyenne 50 pence 3/4 ; et, pour l'argent fin : entre 54 pence 3/16 et 55 pence ; soit en moyenne 54 pence 3/4. Ces prix moyens, qui se trouvent à une distance presque constante de 50 centimes par once troy l'un de l'autre, correspondent respectivement à 6f,343 et 6f,843 l'once, c'est-à-dire à 203f,93 et 220f,03 le kilogramme d'argent (différence entre les deux espèces d'argent : 16 francs environ le kilogramme).

5. — Il n'est pas probable, malgré les efforts des partisans de l'étalon unique d'or pour les monnaies, que l'argent éprouve de nouvelles baisses importantes.

Nous avons démontré, croyons-nous, dans des ouvrages précédents (*Les métaux précieux considérés au point de vue économique*, 1862 ; *La Question monétaire*, 1874), et nous démontrons à nouveau, par de nouveaux arguments, dans l'*Argent* et l'*Or*, etc., l'inutilité, l'inconséquence et le défaut de sens pratique des décrets gouvernementaux qui supprimeraient le bimétallisme : celui-ci renaîtrait forcément de ses cendres.

La masse entière d'argent du globe ; — lingots et monnaies — d'après un modèle en bois, exécuté sous la direction de l'éminent économiste M. H. Cernuschi, l'un des vaillants représentants de notre pays dans les Conférences monétaires internationales, — modèle que nous figurons en dessin à la planche II, — est de 18 000 mèt. cubes ; la masse entière d'or du globe — lingots et monnaies — n'est que de 500 m. c. $\left(\frac{1}{36}\right)$.

Comment pourrait-on, d'un trait de plume, annuler et *décréter* que cette masse, qui fonctionne comme 18 000 m. cub. de métal monétaire, servant de base à toute la circulation métallique et fiduciaire, en même temps que l'or, disparaisse, absorbée par les usages industriels, en face d'une si petite masse d'or, de 500 m. c. ? — laquelle, à cause de sa valeur et de son poids, représente il est vrai virtuellement une colonne équivalente d'argent de 14 à 15 000 mèt. cubes ? (Voir le dessin). — Pour réduire à zéro, comme valeur monétaire, ces 18 000 mèt. cub. d'argent, il faudrait que l'or, non seulement jouât son rôle personnel de 14 à 15 000 mèt. cubes, mais suppléât en outre à celui que jouent les 18 000 mèt. cubes d'argent supprimés.

Où prendra-t-on cet or ? Première question. — De quel droit dépouillera-t-on les propriétaires de ces 18 000 m. c. d'argent ? Deuxième question. — Enfin, comment forcera-t-on à accepter exclusivement l'or à ceux qui n'usent que de la monnaie d'argent, les nombreuses et immenses populations de l'Asie, par exemple, qui jusqu'à présent ne veulent que l'argent ? Troisième question. — Nous en passons une foule d'autres, peut-être non moins importantes [1].

1. La proportion de 1 d'or à 15 1/2 d'argent (rapport légal monétaire français), correspond : à 1 d'or pour 30 d'argent, pour le *volume*, si l'on admet le poids spécifique de l'argent comme moitié de l'or approximativement. — Dans cette hypothèse, qui est celle de M. H. Cernuschi, le *volume* de la matière bimétallique serait :

500 mc or (soit 500 × 30) équivalents à =	15.000 mc
18.000 mc argent.	18.000 mc
Total.	33.000 mc

Les densités respectives de l'argent étant 10,51, de l'or laminé 19,36, le rapport de 1 à 2 dans l'hypothèse de M. H. Cernuschi, est en réalité de 1 à 1,84. Les chiffres précédents se modifient alors comme suit : avec le rapport légal de 1 d'or pour 15,5 d'argent (en poids), le volume d'or sera : $15{,}5 \times 1{,}84 = 28{,}52$ mc (au lieu de 30), et le volume de la masse bimétallique serait par suite :

500 mc or soit 500 × 28,52 =	14.260 mc
18 000 mc argent.	18.000 mc
Total. . . .	32.260 mc

Il y aurait lieu également de rectifier les poids totaux d'or et argent existants, admis par M. H. Cer-

Au fond, c'est toujours la spéculation sur l'or qui cause la variation de l'argent, plutôt que les discussions théoriques, qui n'auraient guère d'influence, si elles ne réagissaient sur l'esprit des gouvernants. Les réactions de hausse et de baisse sont causées surtout par les spéculateurs sur les matières métalliques, en bloc et en détail. L'importance factice qu'on a donnée aux découvertes des mines américaines d'argent, de Comstock, Virginia City (752), entre autres, a été parfaitement exploitée ; de plus, les réactions de jeux de Bourse sont également assez énergiques, de la part des syndicats ou groupes de spéculateurs et des détenteurs des lingots d'or et d'argent fin (banques, banquiers, raffineurs d'or, trésoreries d'État, etc.). Ces réactions sont constamment à prévoir pour le producteur d'argent, comme des vagues et des marées courantes, mais qui n'empêchent pas le niveau général de se maintenir. D'après cela, il n'est pas douteux que la suppression prolongée du frappage de l'argent en monnaies, dans les États de l'Union monétaire latine, ne conserve à ce métal le caractère de dépréciation artificielle illogique et violente, qu'il faut faire disparaître le plus tôt possible.

6. — Le marché de l'argent a fourni, comme on le voit dans le tableau précédent, ses grandes oscillations, surtout par suite de l'adoption exclusive, de la part du gouvernement allemand, de l'étalon monétaire d'or (de 1873 à 1884).

Cette décision était d'autant moins à espérer que la production des mines d'argent de l'Allemagne est pour ainsi dire une industrie nationale, même gouvernementale ; cette nation était fortement intéressée à conserver par suite le double étalon monétaire : ce n'est que par suite d'une aspiration théoriquement fort belle, mais fort peu pratique encore aujourd'hui, vers l'idéal d'unité monétaire, dans l'esprit des gouvernants allemands, que s'est produit cette crise, qui passe enfin, comme tant d'autres ont passé et passeront.

La baisse a été de 15 pour 100 du coup, et les prix sont descendus, en 1880 surtout, encore plus bas ; depuis, un réel revirement a eu lieu dans les agissements monétaires du gouvernement allemand ; les prix se maintiennent et se règlent assez exactement tant dans les marchés allemand que français, et sans fortes oscillations, sur la cote anglaise.

Les prix du kilogramme d'argent, en Allemagne, durant l'année 1880, ont été :

			Marcs.	Francs.	Moyenne.
Mois de l'année 1880	Janvier	Prix moyen : du kilogramme d'argent.	154,75	193,44	196fr,96
	Février		153,15	191,43	
	Mars		154,20	192,75	
	Avril		154,05	192 56	
	Mai		153,80	192,25	
	Juin	Marcs : 153,90	156,30	195,37	
	Juillet		154,40	195,50	193fr,01
	Août		155,70	194,62	
	Septembre		153,85	193,31	
	Octobre		152,25	190,31	
	Novembre		152,35	190,44	
	Décembre		152,10	190,12	

Ce cours de 195f,46 s'est relevé sensiblement et la tendance à la hausse semble devoir se maintenir.

nuschi : on trouvera ces rectifications dans l'ouvrage cité ; mais les conclusions saisissantes qui se déduisent des figures de la Planche II n'en persistent pas moins.

7. — Les cours de l'argent à Paris et Marseille se règlent comme suit :

222f,22 est le prix du kilogramme d'argent à $\frac{1000}{1000}$, d'après le rapport monétaire légal de 15 1/2, entre l'argent pur et l'or fin.

Il y a d'ailleurs : 3f,47 à déduire, pour frais de monnayage : 218f,75 restent nets comme valeur du kilogramme à $\frac{1000}{1000}$.

Exemple de l'estimation du cours :

Le cours moyen de l'année 1881 a été de 13,50 pour 100 en baisse; ce qui met l'argent fin commercial au prix de francs : (218,75 — 29,509) = 189f,24 le kilogramme. La différence sur le prix allemand est de 5f,79 en moins, due aux frais de transport des lingots d'argent, au change sur l'or et aux commissions.

Le cours de Londres est en général encore moins élevé de quelques francs. Si l'argent fin se paye en ce moment, l'once troy, à 56 pence $\frac{12}{16}$, c'est-à-dire à 56d,125, cela correspond à 5f,845 l'once troy de 31gr,103, soit à francs 187,90 les 1000 grammes ou le kilogramme : c'est 1f,32 de moins qu'en France. Il faut déduire en outre les frais de transport et ceux de commission et, s'il y a lieu, du change pour or, frais qui font quelquefois descendre notablement le prix anglais au-dessous de ceux de France, d'Amérique et d'Espagne.

Nous renvoyons au livre déjà cité *l'Argent et l'Or*, etc. pour la production, la consommation et la circulation de l'argent.

NOTE II.

TABLEAU DES OPÉRATIONS QUE DOIT SUPPORTER UNE MATTE CUIVREUSE ARGENTIFÈRE.

8. — Voici un exemple de la série de concentrations successives que subissent les matières pauvres en argent, à l'usine de Lauthenhal (Haut-Hartz), fondues avec matières plombeuses, pour aboutir à du plomb argentifère et à une matte cuivreuse, également argentifère.

CHARGEMENT OU LIT DE FUSION	PRODUITS — SCORIES	PRODUITS — PLOMB ARGENTIFÈRE	PRODUITS — MATTES	OBSERVATIONS
	1. Fonte au four à manche.			
Schlichs non grillés.	Sc. pauvres en Pb. — Les unes rejetées et moulées en briques. / Les autres repassées dans le même four (n° I).	Pb assez pur, n° I.	M. plombeuse riche en Pb et Ag, n° I. Cuivre inappréciable.	
Abzugs, abstrichs	»			
Scories, n° III.	»			
Ferraille en fonte grenaillé. . . .	»			
	2. Grillage en tas des mattes n° I (3 fois).			Le soufre, à dessein, n'est pas totalement expulsé.
	3. Fonte des mattes n° I grillées.			
Mattes n° I grillées.	Sc. n° II, repassées.	Pb moins pur, un peu cuivreux, n° II.	M. riches en Pb et en Cu, n° II.	»
Scories n° I.	»	»	»	»
Fonds de coupelle.	»	»	»	»
Div. matières plomb. peu cuivr. .	»	»	»	»
Scor. de la revification des litharges.	»	»	»	»
Ferraille ou fonte grenaillée . . .	»	»	»	»

4. Grillage en tas des mattes n° II (5 fois).				
»	»	»	»	»
5. Fonte des mattes grillées n° II.				
Mattes n° II grillées.	Riches en Pb renvoyées à la fonte n° I.	Assez cuivr. Moins riche que dans la fonte nos I et III.	M. n° III plus pauvres en Pb argentif. ten. 7 à 8 % de Cu.	»
Scories n° I.	»	»	»	»
Litharges riches et pures.	»	»	»	»
Ferraille ou fonte grenaillée.. . .	»	»	»	»
6. Grillage en tas des mattes n° III (5 fois).				
»	»	»	»	»
7. Fonte des mattes grillées n° III.				
Mattes grillées n° III.	Riches renvoyées à la fonte n° I.	Plomb cuivreux pauvre en Ag.	M. n° IV tenant 25 à 30 % de Pb; 40 à 45 Cu, 300 à 350g Ag.	»
Scories n° I.	»	»	»	»
Litharges et fonds de coupelle. . .	»	»	»	»
Ferraille.	»	»	»	»
8. Grillage des mattes n° IV (5 fois).				
»	»	»	»	»

CHARGEMENT OU LIT DE FUSION	PRODUITS — SCORIES	PRODUITS — PLOMB ARGENTIFÈRE	PRODUITS — MATTES	OBSERVATIONS
	9. *Fonte des mattes grillées n° IV.*			
Mattes grillées n° IV.	Riches renvoyées à la fonte n° I.	Pauvres en Ag ; très cuivreux.	M. n° V, 60 % Cu, 16 % Pb, et quelques grammes Ag.	»
Scories n° I en grande quantité. .	»		»	»
Litharges, etc.	»		»	»
Ferraille en petite quantité. . . .	»		»	
		10. *Coupellation.* (Chaque espèce de plomb est coupellée à part).		
Abstrichs.		Abzugs. Fonds de coupelle. Litharges. Ces produits sont repassés dans les fontes successives 1, 3, 5, 7 et 9, sauf les litharges marchandes, qui sont vendues, et les *litharges cuivreuses*.	Argent brut. Envoyé à Clausthal.	»
11. *Ressuage dans coupelle à voûte fixe.*		12. *Revivification au four à manche.*		
Crasses assez pauvres.	Pb argentifère, envoyé à une prochaine coupellation.	Scories envoyées à la fonte n° I. — Pb cuivreux employé pour l'imbibition.	Crasses cuivreuses.	»
13. *Four à manche.*			14. *Four à manche.*	
Pb laque vendu. — Scories passées à la fonte n° I.			Pb cuivreux impur. — Scories partiellement rejetées.	»
			(*Jadis à la liquation, aujourd'hui à la désargentation.*)	
	15. *Traitement des fumées, balayures*, etc.			
Fumées et balayures, très peu cuivreuses.	Scories pauvres rejetées.	Pb très peu riche.	M. n° V pauvres en Ag, sans Cu, renvoyées à la même opération.	Le vent à très faible pression.
Mattes n° V de cette même opération, grillées à 5 feux.	»	»	»	»
Scories de la même opération. . .	»	»	»	»
Ferraille (faible quantité).	»	»	»	»

Nota. — Ces fumées contiennent de l'oxyde, du carbonate et du sulfate de plomb, ainsi que des particules fines de gangues des minerais.

NOTE III.

TRAITEMENT SPÉCIAL DE CERTAINS MINERAIS D'ARGENT PYRITEUX.

(BRONCES DE BOLIVIE.)

(Brevet Roswag-Lanquine.)

9. — Le procédé métallurgique, que nous allons décrire, consiste dans les manipulations et opérations suivantes, appliquées soit à des minerais sulfureux, antimonieux, arsénieux, *argentifères*, soit à des produits artificiels d'usines, sulfureux, antimonieux, arsénieux (tels que : *mattes*, *speiss*, *cuivres noirs*, etc.) *argentifères*. A la première catégorie appartiennent spécialement les minerais pyriteux appelés *Bronces* en Amérique, rejetés comme intraitables par la méthode d'almagamation, tant au procédé dit du *patio* (en tas), qu'à celui du *cazo* (chaudron), qu'à celui des *tonneaux*, à chaud ou à froid, qu'à celui des *pans* (chaudières avec agitateurs). Tout au moins l'amalgamation ne donne-t-elle point de bénéfices, à cause des circonstances toutes spéciales de charbons, transport, etc., etc., qui limitent les méthodes de traitement dans la pratique. Ces minerais rejetés sont antimonieux, arsénieux et sulfureux, et, même après grillage et chloruration par la voie sèche, par le sel ou par d'autres chlorures, ou par voie humide, ils résistent à l'amalgamation et aux procédés Ziervogel, Augustin, Patera, etc. En tout cas, ils ne rendent que fort imparfaitement leur argent et presque toujours d'une manière insuffisante à couvrir les frais de traitement.

Les opérations du procédé en question sont au nombre de trois :

1° Expulsion du soufre, de l'antimoine et de l'arsenic.

2° Préparation de l'argent contenu dans les matières argentifères, de manière à ce qu'il soit éliminé facilement à l'état d'argent métallique de ses combinaisons.

3° Extraction de l'argent métallique.

PREMIÈRE OPÉRATION.

Séparer le soufre, l'antimoine et l'arsenic dans le minerai.

10. — C'est généralement par le grillage que l'on produit ce résultat. Il existe une infinité d'appareils de grillage : il se fait économiquement et facilement à la chaudière en fonte, ouverte, avec bain de plomb et l'air comprimé, dont la description se trouve dans l'*Encyclopédie chimique*, t. V, 11e fascicule, 4e cahier, Métallurgie du Cuivre, Complément, p. 243, art. 83, F. grillage dans une chaudière ordinaire ouverte, sur bain de plomb, à l'air comprimé (système Roswag).

Le grillage ainsi pratiqué permet de recueillir l'acide sulfureux pour l'utiliser, soit dans les chambres de plomb pour produire de l'acide sulfurique, soit pour fabriquer des sulfites, en absorbant le gaz par des bases ou oxydes quelconques (chaux, magnésie, alumine, etc.,etc.).

Pour certains minerais, ce grillage peut être supprimé, lorsque certaines compositions de

gangues et un état particulier des sulfures, antimoniures et arséniures d'argent permettent une attaque facile et complète, telle qu'elle sera décrite ci-après.

Les minerais, grillés ou non, doivent être au préalable porphyrisés très finement, et repassés au besoin au blutoir, après second grillage, pour défaire les parties agglomérées au four.

DEUXIÈME OPÉRATION.

Amener l'argent combiné dans le minerai à ce qu'il soit facilement éliminable à l'état d'argent métallique de ses combinaisons.

11. — L'objet du grillage, désulfurant d'abord, et, dans quelques usines, chlorurant ensuite, est de ramener les matières contenues dans le minerai à l'état d'oxydes, et, dans le second cas, de chlorures. La chloruration par voie ignée, dans l'appareil indiqué plus haut, par le sel marin ou le sel de Stassfurth (carnallite) ou tout autre chlorure, peut se faire facilement. Il suffit d'incorporer le chlorurant dans la masse, après terminaison incomplète de l'oxydation. Il ne faut pas en effet que l'argent soit à l'état métallique, mais tout prêt à s'y mettre, en passant par l'état intermédiaire de chlorure. Les chlorurants adoptés sont : 1° le *chlorure de chaux ;* 2° l'*oxychlorure de plomb.*

A. *Chlorure de chaux.* — Le minerai grillé (ou non grillé, quand il ne requiert pas cette opération préliminaire), parfaitement broyé et contenant l'argent, non à l'état métallique, mais à l'état de combinaison facile à détruire, reçoit une dose de chlorure de chaux, variable avec la richesse en argent du minerai et avec les proportions de soufre, arsenic, antimoine, brome, iode, etc., non expulsés totalement par le grillage. Pour chaque espèce de minerai, la dose devra s'expérimenter pratiquement. Cette incorporation peut se faire :

a) Soit, dans la chaudière, après le grillage et en laissant tomber un peu le feu et arrosant et mouillant toute la masse, qu'on retourne et mêle, avec une dissolution ou bouillie peu consistante de chlorure de chaux dans l'eau.

b) Soit, dans un bac à part, après décharge du minerai grillé et dans lequel la dissolution ou bouillie de chlorure de chaux a été préparée chaude : on y plonge en agitant, le minerai grillé ou non, bien porphyrisé et par petites portions successives, en évitant l'agglomération.

Un brassage continu, à bras ou mécanique, et à une température voisine de l'ébullition, sont indispensables, pour obtenir l'attaque et la rendre complète. L'attaque du minerai, par l'oxychlorure de calcium (ClCaO, chlorure de chaux) donne lieu à la chloruration de l'argent du minerai, s'il n'est pas, par le grillage, ramené à l'état métallique, inconvénient qu'il faut soigneusement éviter, ainsi qu'il a été dit.

Un essai docimastique décidera si la majeure partie ou la totalité de l'argent est chlorurée et indiquera par conséquent la fin de l'attaque.

La masse est ensuite mise à l'état de bouillie plus claire, avec de l'eau, de façon à lui donner une consistance de pâte très molle et très fluide.

B. *Oxychlorure de plomb.* — Ce réactif se prépare en faisant digérer et macérer longtemps, en présence d'eau chaude, un mélange intime de sel marin et de litharge en paillettes ou en poudre, en proportions à peu près égales en volume : il se forme de l'oxychlorure de plomb et de la soude caustique ; il faut remuer de temps en temps. Cette préparation est aisée et peut se faire partout, dans les endroits les plus isolés où il y a du sel et du plomb.

Le magma est incorporé au minerai, grillé ou non, et bien porphyrisé, non plus dans la chaudière de grillage, mais dans un bac à part. On agite constamment la matière et le réactif, à bras ou mécaniquement : elle doit être pâteuse à l'origine, mais se transformer à la fin en bouillie peu épaisse, par des additions successives d'eau bouillante. Comme précédem-

ment, des essais docimastiques successifs donneront l'indication de la terminaison de l'attaque, c'est-à-dire de la transformation des combinaisons de l'argent en la combinaison unique de chlorure d'argent. Un peu d'acide (du vinaigre ou de l'acide pyroligneux, au besoin) favorise l'action, si elle est trop lente. Cette digestion exige plusieurs heures, et, si l'on opère sur de grandes masses, plusieurs jours : il ne faut pas passer à l'opération suivante, sans avoir obtenu une chloruration parfaite de l'argent.

TROISIÈME OPÉRATION.

Extraction de l'argent métallique.

12. — Les voies, pour réaliser le chlorure d'argent à l'état métallique et le séparer des gangues, sont multiples.

Première manière. — Dans les pays américains, où la pratique de l'amalgamation est courante, on emploie le mercure ; mais il faut renoncer à toutes les méthodes usitées, telles que *patio*, *tonneaux*, *cazo*, *fondon*, etc.; les deux seuls procédés qui réussissent sont : la méthode des *pans* (chaudières) et l'appareil Bazin. C'est avec ce dernier surtout (481) que l'opération marche bien. Une cuvette en tôle, noyée sous l'eau et garnie de mercure (150 kilog. environ) reçoit un mouvement rotatoire, par la base, au moyen de roues d'angles, de poulies de commande et un moteur. Au bout de quelques minutes, le mercure s'élève le long des parois, en formant une cuvette de vif-argent d'une faible épaisseur ($0^m,035$) et de même figure qu'elle. On prépare le mercure au sodium métallique (1 pour 100) et on lui incorpore un peu d'argent (70 gram.), obtenu par précipitation du nitrate d'argent par le zinc métallique; de plus, durant la marche, on électrise le bain de mercure dans la cuvette, en le faisant communiquer avec l'électrode d'une petite pile voltaïque au bichromate de potasse et à l'acide sulfurique, ou bien encore d'une pile thermique de Clamond, ou tout autre espèce de pile : le courant n'a pas besoin d'être intense, mais il doit être continu. Le sodium métallique et le courant électrique favorisent d'une façon énergique la dissolution des molécules d'argent métallique dans le mercure déjà légèrement argentifère.

On fait passer par la cuvette les boues de la seconde opération, lorsqu'elles ont fourni l'argent à l'état métallique. Avant d'indiquer comment s'opère la conversion du chlorure d'argent en argent métallique, terminons ce qui est relatif à l'amalgamation. La séparation de l'argent, à l'état de métal brut, d'avec le mercure, a lieu par filtration et distillation à la cornue, ou à la cloche, ou à l'appareil de Ribbon (tube de Liebig et sac de caoutchouc) (457). Le raffinage se fait au creuset ou autrement : on l'amène à 997 millièmes de fin.

Au préalable, les boues chlorurées, pour passer à l'amalgamateur, doivent subir l'action d'un réductif, qui peut être ou un courant électrique ou l'un des cinq métaux suivants : zinc, cuivre, fer, étain et plomb, que nous classons par ordre d'énergie d'action.

De la *vieille ferraille*, de la *grenaille de cuivre* (le cuivre est meilleur marché que le fer en Bolivie), enfermés dans un panier de spart à larges mailles, ou dans un pot de grès percé de trous; des plaques *de zinc ; des feuilles de plomb*, sont suspendus dans le bain chlorurant, suivant le métal choisi. Le chlorure d'argent décomposé donne lieu à de l'argent métallique et à du chlorure de fer, cuivre, zinc, plomb, suivant le cas. Les métaux désignés sont consommés pour chasser l'argent et prendre sa place. Les amalgames de zinc, de cuivre, agissent mieux que leurs métaux et plus vite; l'amalgame d'étain réussit assez bien, mais il ne peut être employé que là où l'étain est bon marché; quant au fer, il est très lent, surtout en l'absence de chaleur et de courants électriques (il y en a de latents, qu'il convient d'aider).

C'est de l'amalgame de plomb argentifère qui se forme, lors de l'amalgamation dans le cas

du zinc, employé après l'oxychlorure de plomb. Cet amalgame de plomb argentifère est soumis à la distillation et donne lieu à du plomb argentifère très riche et du mercure; elle se fait sur de plus grandes quantités de matières et il faut chauffer davantage et plus longtemps que dans le cas d'un simple amalgame d'argent à traiter.

13. — *Deuxième manière.* — Au lieu de prendre la voie de l'amalgamation, on peut faire la précipitation de l'argent et du plomb, sans emploi de mercure, lorsqu'on a employé le procédé à l'oxychlorure de plomb. On opère par des plaques de zinc dans le bain de chlorure, ou bien encore par des feuilles de cuivre. Le précipité de plomb argentifère peut être recueilli au fur et à mesure de sa formation sur les plaques : des femmes ou des gamins font ce travail. Si on le laisse se déposer sans s'en préoccuper, sur les gangues du minerai, on sépare finalement le plomb argentifère spongieux de la gangue, en passant toute la masse entre deux cylindres lamineurs, pour aplatir le plomb spongieux, qui retient dans ses pores de l'hydrogène gazeux, ce qui le rend flottant : on lui donne une consistance suffisante (7 à 8 unités de densité, au lieu de 11,5 qu'a le plomb fondu). Par le lavage à l'augette ou au *Rundbutle* ou à la *planilla*, ou tout autre appareil de préparation mécanique séparant les matières par ordre de densité, on obtient tout le plomb argentifère séparé de la gangue, On le désargente, comme à l'ordinaire, par les procédés connus. La coupellation de ce plomb fournit précisément les litharges nécessaires pour fabriquer l'oxychlorure de plomb, circonstance fort importante, en Amérique surtout, à cause des difficultés de transport des réactifs liquides.

En prenant la précaution de ne précipiter à l'état spongieux qu'une partie du plomb de l'oxychlorure employé, en retirant à cet effet le zinc à temps, et en faisant promener dans le bain les flocons spongieux de plomb argentifère obtenu, on pêche l'argent du reste du bain et on le concentre, par ce moyen, dans une faible portion de plomb (847). Dans ce cas, on peut diminuer la proportion initiale d'oxychlorure de plomb comme réactif : rien n'empêche du reste de réaliser la totalité du plomb du bain, en remettant les plaques de zinc après le flottage. Seulement, il sera alors très pauvre en argent. Par ce procédé, on concentre dix à quinze fois plus d'argent dans le plomb qu'on ne ferait autrement : la coupellation en est par suite d'autant plus rapide et plus économique.

Ce qui vient d'être dit n'est plus applicable, lorsqu'on a employé le chlorure de chaux seul. En y mêlant un peu d'oxychlorure de plomb, on peut opérer, comme il vient d'être dit. Le chlorure de chaux, quoique facilement transportable en Amérique, perd, dans le voyage sur mer et en traversant l'Équateur, un assez grand nombre de ses degrés chlorométriques; il est moins pratique que l'oxychlorure de plomb dans ces régions. On évite cette addition d'oxychlorure de plomb, quand le minerai est lui-même quelque peu galénifère, c'est-à-dire peut fournir, par la chloruration, du chlorure de plomb.

14. — *Troisième manière.* — On peut enfin traiter le bain chloruré par un courant produit, soit par une pile électrique, soit par un machine dynamo-électrique : parmi les premières, la pile Radiguet et la pile rotative Bazin, donnent les meilleurs résultats et parmi les secondes, les machines Gramme, Siemens, Deprez, Schukert et Brush. On peut prendre les dispositions de l'appareil Keith, qui, dit-on, fonctionne bien à New-York, et est décrit page 260, *Encyclopédie chimique*, *Désargentation des plombs*. Jusqu'à l'heure présente, toutefois, les procédés électrolytiques, exigeant des transports de réactifs liquides, sont presque inexécutables dans le centre de l'Amérique du Sud et paraissent devoir rester en sous-ordre. Les procédés à l'oxychlorure du plomb et au chlorure de chaux, au mercure ou au zinc et cuivre, ne sont eux-mêmes économiques qu'à la condition d'un combustible de bonne qualité, nécessaire pour les moteurs à vapeur devant faire fonctionner les bocards, pour la trituration du minerai, la machine à air comprimé, ainsi que le foyer du four à

coupelle. Pour les autres opérations à chaud, telles que : le grillage à chaudière ouverte et la sublimation de l'amalgame, le combustible peut être de qualité inférieure, de la *taquia* ou des arbustes (de la *tolla* par exemple).

NOTE IV.

SUR LES RÉSULTATS COMPARATIFS DES MÉTHODES D'AMALGAMATION AU PATIO ET AUX TONNEAUX, DANS LES EXPÉRIENCES FAITES A GUADALUPE Y CALVO (MEXIQUE).

(AMALGAMATION EN TONNEAUX).

15. Saint-Clair Duport mentionne les résultats des expériences intéressantes qui ont été faites à Guadalupe y Calvo, concernant le traitement des minerais d'argent bien triturés, en tonneaux, avec addition de quelques réactifs, analogues à ceux du procédé du *Patio;* principalement du sel marin, du sulfate de cuivre et du mercure cuprifère. La quantité de minerais sur lesquels on a opéré était de 237 *cargas* (35ᵗ,550). Chaque tonneau contenait 450^{kg} de minerai, mêlé à 15 0/0 de son poids de sel marin et 0,20 0/0 de son poids de sulfate de cuivre ; le mouvement de rotation a été continué pendant 24 heures. La proportion de cuivre dans le mercure s'élevait à 50 0/0 du poids total de l'argent, d'après les essais par voie sèche. Le poids du mercure introduit dans chaque tonneau s'élevait aux deux tiers du poids du minerai. On ajoutait de l'eau en quantité suffisante pour rendre la boue plus liquide que dans le procédé du *Patio*.

Voici les résultats obtenus :

NUMÉROS DES OPÉRATIONS	POIDS DU MINERAI		CONTENU DE L'ARGENT		ARGENT EXTRAIT		PERTE DE MERCURE		OBSERVATIONS
	En charges (Cargas) de 150 kg.	Kilogr.	Marcs de 230 gr.	Kilogr.	Marcs de 230 gr.	Kilogr.	Onces par marc d'argent	Grammes par kg d'argent	
1	32	4.800	68	15^{kg},640	56	12^{kg},880	8 3/4	1^{kg},082	La livre
2	12	1.800	19 1/2	4 ,485	19	4 ,370	4 1/4	0 ,525	de 460^{gr}
3	12	1.800	26	5 ,980	19	4 ,370	3	0 ,370	a été
4	16	2.400	24	5 ,520	23	5 ,290	13	1 ,606	prise de
5	8	1.200	12	2 ,760	9	2 ,070	2 1/2	0 ,309	500^{gr};
6	8	1.200	12 1/4	2 ,817	9	2 ,070	2 1/2	0 ,309	Le marc
7	18	2.700	27	6 ,210	19 1/2	4 ,485	7 1/2	0 ,927	de 230^{gr};
8	9	1.350	13 1/4	3 ,047	10 1/2	2 ,300	4 1/2	0 ,556	L'once de
9	33	4.950	66	15 ,180	55 1/2	12 ,765	5	0 ,618	28^{gr},75
10	89	13.350	161	37 ,030	123	28 ,290	6 1/2	0 ,803	
	237	35.550	429 marcs	98 ,669	345 1/2	78 ,890	....	...	

La perte moyenne d'argent était donc de 20 0/0, et celle de mercure environ de 6 onces par marc d'argent extrait (741^{gr} par 1^{kg} d'argent). Durant le cours de ces expériences, on a

remarqué que la quantité d'eau en présence avait une grande influence sur le rendement d'argent et la perte de mercure. Quand les boues étaient très sèches, le rendement en argent était bon, mais la perte de mercure considérable; quand les boues étaient trop liquides, on obtenait des résultats contraires. On reconnut aussi qu'après un travail de 6 à 7 heures des tonneaux, la plus grande partie de l'argent s'était combinée avec le mercure et qu'à partir de ce moment le mercure ne continuait plus que très lentement à s'enrichir en argent. Il paraît que ces expériences ont été abandonnées, tant à cause de l'irrégularité des résultats que de la perte d'argent plus grande (en moyenne, presque double) que celle du procédé du *Patio*, lorsqu'on emploie l'amalgame de cuivre, et cela, malgré les avantages de la courte durée de l'opération, de la consommation moindre en mercure et de l'économie que l'on trouve en évitant les *repasos* (trituration par pieds des mulets), fort coûteuse, surtout à cause du prix élevé du fourrage.

(*Traduit de* "*Métallurgy of Silver and Gold*" *du Dr J. Percy, p.* 654).

NOTE V.

16. Nous eussions désiré donner au lecteur, afin d'être tout à fait complet, quelques indications très brèves sur les questions suivantes, *annoncées* dans le texte et qu'il nous faut supprimer :

A. Sur les avantages comparatifs de la méthode de fusion des minerais d'argent et de la méthode d'amalgamation, d'après divers ingénieurs, fort divisés en opinion sur cette matière.

B. Sur la production d'argent dans le monde, surtout depuis 1852.

C. Sur le travail récemment publié par M. Du Chatenet, sur le traitement des minerais d'argent du pays des Ancachs, à titre de complément à l'article (619).

D. Sur la connaissance des anciens en matière de métallurgie de l'argent, d'après Pline le Jeune, à titre de complément aux réflexions du Dr J. Percy. L'extension déjà grande du livre nous force à laisser de côté ces questions, quels que soient leur intérêt et leur importance.

Le lecteur puisera d'ailleurs facilement dans les diverses données du livre, et dans la Métallurgie du Plomb, etc., les éléments de comparaison, pour résoudre la question A. — Il trouvera la question B, traitée complètement dans l'ouvrage : *l'Argent et l'Or*, etc. — La question C est présentée par M. Du Chatenet dans une brochure publiée en espagnol, intitulée : *Estudio sobre Esplotacion y Beneficio de los minerales del departamento de Ancachs* — et insérée dans les *Annales de la Escuela de construcciones civiles y de minas del Peru*, t. III, 1885, *Lima*. — Enfin, quant à la question D, nous nous réservons de publier à part, quelque jour, une petite brochure relative à cet intéressant sujet.

FIN DES NOTES.



TABLE DES MATIÈRES

PREMIÈRE PARTIE.

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES.

DEUXIÈME PARTIE.

TRAITEMENT, PAR LE PLOMB OU LE SOUFRE, DES MINERAIS NE TENANT NI PLOMB NI CUIVRE.

TROISIÈME PARTIE.

TRAITEMENT PAR LE MERCURE OU AMALGAMATION DES MINERAIS NE TENANT NI PLOMB NI CUIVRE.

1re *Section. — Amalgamation à froid. Description du Traitement du Patio au Chili, Pérou, Mexique*, etc.

QUATRIÈME PARTIE.

TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE DES MINERAIS D'ARGENT PAR DIVERS RÉACTIFS, AUTRES QUE LE PLOMB, LE SOUFRE ET LE MERCURE.



CATALOGUE

PAR ORDRE ALPHABÉTIQUE

DES NOMS DE SAVANTS, AUTEURS, INGÉNIEURS, INDUSTRIELS, ETC.

DONT IL EST FAIT MENTION DANS CET OUVRAGE.



2611. — Imprimerie A. Lahure, rue de Fleurus, 9, à Paris.

Pences par once troy . 31grammes 103496
56
55
54
53
52
51
50
49
6/8
4/8
2/8
Argent fin au titre de 1000 millièmes
Argent en lingots raffiné
22 Janvier
24
26
28
5 Février
7
9
11
19
21
23
25
27
28
19 Mars
21
23
25
27
29
9 Avril
15
17
28
29
30
1 Juin
Année 1883. 1er Semestre.

ARGENT

Mètres cubes
18 000

18 000 m.c.

17.000 — 17

16 000 — 16

15.000 — 15

14.000 — 14

13 000 — 13

12 000 — 12

11.000 — 11

10.000 — 10

9.000 — 9

8.000 — 8

7.000 — 7

6.000 — 6

5.000 — 5

4.000 — 4

3.000 — 3

2.000 — 2

1.000 — 1

500 mèt cub — 500 m.c.

Niveau relatif de l'or avec le rapport 2 des densités.

Niveau relatif de l'or avec le rapport exact 1,84 des densités

OR.

Mètres cubes
500

500 m.c.

Echelle $0^m.014$ pour 1 mètre

Copie d'un modèle en bois de Mr Cernuschi.

Auto. Imp. A. Broise & Courtier, 43, r. de Dunkerque.